

Heise - Herbst  
Bergbaukunde

Zweiter Band

Fünfte Auflage

# Lehrbuch der **Bergbaukunde**

mit besonderer Berücksichtigung  
des Steinkohlenbergbaues

Von

**Dr.-Ing. eh. F. Heise** und **Dr.-Ing. eh. F. Herbst**  
Professor und Bergschuldirektor a. D.      Professor und Direktor der Bergschule zu Bochum

**Zweiter Band**

**Fünfte**  
vermehrte und verbesserte Auflage

Mit 864 Abbildungen im Text



Springer-Verlag Berlin Heidelberg GmbH

1932

Alle Rechte, insbesondere das der Übersetzung  
in fremde Sprachen, vorbehalten.

Copyright 1932 by Springer-Verlag Berlin Heidelberg  
Ursprünglich erschienen bei Julius Springer in Berlin 1932  
Softcover reprint of the hardcover 5th edition 1932

ISBN 978-3-662-35678-4

ISBN 978-3-662-36508-3 (eBook)

DOI 10.1007/978-3-662-36508-3

## Aus dem Vorwort zur ersten Auflage.

Eine umfassende Darstellung des gesamten Gebietes der Bergbaukunde würde, falls sie wirklich mit einigem Recht vollständig genannt werden sollte, bei dem heute so reichhaltig gewordenen Stoffe die Arbeit eines Menschenlebens bedeuten und doch nachher nicht voll befriedigen, weil die rastlos fortschreitende Technik ihre Bearbeitung in einem Lehrbuche nach dessen Fertigstellung längst überholt haben würde. Das Ziel, das wir uns bei der Herausgabe des vorliegenden Lehrbuches gesteckt haben, ist unter Berücksichtigung des Wortes „bis dat, qui cito dat“ bedeutend bescheidener gewesen, sowohl was die Auswahl, als auch was die Behandlung des Stoffes betrifft. In erster Hinsicht haben wir das Gebiet in zweifacher Weise eingeengt, indem wir einmal uns im wesentlichen auf den deutschen Bergbau beschränkt und sodann dort, wo besonders Rücksicht auf Lagerstättenverhältnisse zu nehmen war, allein den Steinkohlenbergbau ausführlich, den Braunkohlen-, Erz- und Salzbergbau dagegen nur in einigen bezeichnenden Beispielen behandelt haben. Für die Art der Bearbeitung aber war maßgebend, daß das Buch nicht für den fertig ausgebildeten Fachmann, sondern als Einführung in die Bergbaukunde für den Bergschüler und Studierenden der Bergwissenschaften dienen soll. Insbesondere ist die Rücksicht auf den Unterricht in der Bergbaukunde an der großen Bochumer Bergschule mit ihren fast 700 Schülern die erste Veranlassung zur Entstehung des Buches gewesen und demgemäß in erster Linie für seine Ausgestaltung bestimmend geworden.

Hieraus ergaben sich als Richtpunkte: Hervorhebung des Wichtigen, Bleibenden und wissenschaftlich Feststehenden; kritische Sichtung und Durcharbeitung des Stoffes; verhältnismäßig kurze Behandlung der baulichen Einzelheiten, die dem Wechsel mehr oder weniger unterworfen sind.

Eine ganz besondere Sorgfalt wurde im Hinblick auf den Zweck des Buches den Abbildungen zugewandt. Hauptsächlich sind schematische Darstellungen, die das Wesen der Sache unter Fortlassung der den Überblick erschwerenden, baulichen Einzelheiten zur Anschauung bringen, bevorzugt.

Wenn wir das Buch in so reicher Fülle mit eigens für unseren Zweck angefertigten Zeichnungen ausstatten konnten, so schulden wir hierfür der Westfälischen Berggewerkschaftskasse Dank, die uns ihre Zeichenkräfte zur Verfügung stellte. Die meisten Abbildungen sind von der geschickten Hand des berggewerkschaftlichen Zeichners Herrn Haibach zu Bochum angefertigt. Entsprechend dem Zwecke des Buches sind manche Abbildungen für den mündlichen Unterricht mit Buchstaben versehen, ohne daß auf diese im Texte Bezug genommen ist.

Die Hinweise auf Literaturstellen haben wir nach Möglichkeit beschränkt, weil ja das Buch kein eigentliches Nachschlagewerk sein soll.

Bochum-Aachen, im September 1910.

**Heise. Herbst.**

I\*

## Vorwort zur fünften Auflage.

Wenn in dem Vorwort zu der im November 1929 abgeschlossenen sechsten Auflage des ersten Bandes des Lehrbuchs der Bergbaukunde gesagt werden konnte, daß noch keine neue Auflage so weitgehend umgearbeitet werden mußte wie die vorliegende, so gilt das in noch höherem Grade für die hiermit der Öffentlichkeit übergebene fünfte Auflage des zweiten Bandes. Die Neubearbeitung hat mehr oder weniger jeden Abschnitt betroffen.

Der Abschnitt „Grubenausbau“ mußte dem Fortschritt unserer Erkenntnisse von den Gebirgsbewegungen Rechnung tragen und die verbesserten Verfahren des nachgiebigen Ausbaues sowie des Ausbaues in Profileisen und Formsteinen behandeln.

Im Abschnitt „Schachtabteufen“ sind, abgesehen von kleineren Ergänzungen und Umarbeitungen, neu berücksichtigt worden: das Grundwasser-Absenkungsverfahren, die mit dem Honigmannschen Schachtbohrverfahren in der Ausführungsweise der Westrheinischen Tiefbohr- und Schachtbau G. m. b. H. erzielten Erfolge, ferner das Verfahren von François und das chemische Verfestigungsverfahren von Dr. Joosten.

Ganz besonders aber ist der Abschnitt „Förderung“ umgestaltet worden. Haben doch vielleicht Dreiviertel aller Betriebsverbesserungen, die infolge der rasch fortschreitenden Umstellung auf den maschinenmäßigen Betrieb in den letzten Jahren eingeführt worden sind, sich auf dem Gebiete der Förderung abgespielt! Insbesondere sind es drei Teilgebiete, die eine besondere Behandlung erforderten: die Bandförderung im Abbau- und Streckenförderbetriebe, die Förderung auf den Teil- und Abbaustrecken mit Schlepperhaspeln und Kleinlokomotiven und die verschiedenen Verfahren der maschinenmäßigen Einbringung des Bergeversatzes. Der Abschnitt „Lokomotivförderung“ mußte durch die inzwischen neu eingeführte Diesellokomotive ergänzt werden. Im einzelnen mußten außerdem die Bestrebungen im Sinne einer Zunahme der Förderwagengröße und der leistungsfähigen Ausgestaltung der Blindschachtförderung, sowie die Fortschritte der Gefäßförderung im Betriebe der Blindschächte sowohl wie auch der Hauptförderschächte Berücksichtigung finden. Der Abschnitt über die Förderseile ist von dem Leiter der Seilprüfstelle der Westfälischen Berggewerkschaftskasse, Herrn Dipl.-Ing. Hermann Herbst, neu bearbeitet worden. Wir danken ihm auch an dieser Stelle herzlich für seine wertvolle Hilfe.

In den Abschnitt „Wasserhaltung“ sind insbesondere die Ergebnisse der Trümpelmannschen Untersuchungen auf wasserwirtschaftlichem Gebiete und die neueren Ausführungen der Kreiselpumpenanlagen aufgenommen worden.

Unter „Grubenbrände“ sind die neuzeitlichen Brandbekämpfungsmittel auf Grund des in- und ausländischen Schrifttums, insbesondere auch der Erfahrungen auf Zeche Radbod, berücksichtigt worden.

Der Abschnitt „Atmungs- und Rettungsgeräte“ mußte entsprechend der schnellen Entwicklung auf diesem Gebiete völlig umgearbeitet werden.

In allen Abschnitten wurde auf die Vervollständigung der Kostangaben besonderer Wert gelegt.

Die Ergebnisse der Normungsarbeiten wurden, namentlich im Abschnitt „Förderung“, nach Möglichkeit berücksichtigt.

Leider hat sich infolge des Hinzutretens ganz neuer Unterabschnitte und infolge der reichen weiteren Ausgestaltung der bereits vorhandenen technischen Hilfsmittel eine nicht unerhebliche Vergrößerung des Umfanges ergeben, obwohl wir nach Möglichkeit Veraltetes gestrichen und uns einer knappen Sprache befleißigt, auch mit Rücksicht auf die inzwischen erschienenen Bücher von J. Maercks und Dr. H. und C. Hoffmann die in das Gebiet der Mechanik und Maschinenlehre hinübergreifenden Ausführungen gekürzt haben. Die Zahl der Abbildungen ist von 694 auf 864 gestiegen, von denen etwa 300 neu aufgenommen worden sind. Auf die sorgfältige Durcharbeitung der neu in Auftrag gegebenen Abbildungen, bei der wir uns wieder der bewährten Kraft unseres mit dem Buche in langjähriger treuer Hilfsarbeit verwachsenen Herrn G. Haibach erfreuen durften, haben wir wie früher besondere Sorgfalt verwandt.

Die rastlos weiter arbeitende Technik im Bergbau und in der für sie arbeitenden Maschinenindustrie hat uns bei der Neubearbeitung viel Mühe gemacht, und der mit dem Buche von früher her vertraute Leser wird ganze Teile kaum wiedererkennen. Wir haben diese Arbeit gern geleistet in dem gehobenen Empfinden, auch in unserem Buche von dem mit ungebrochener Gewalt einherflutenden mächtigen Strome deutscher Kraft Kunde geben zu können.

Berlin-Bochum, im Januar 1932.

**Heise. Herbst.**

# Inhaltsverzeichnis.

Sechster Abschnitt.

## Grubenausbau.

### I. Der Grubenausbau in Abbaubetrieben und Strecken aller Art.

	Seite
<b>A. Wesen, Bedeutung und Arten des Grubenausbaues . . . . .</b>	<b>1</b>
a) Allgemeine Bedeutung des Grubenausbaues . . . . .	1
1. Aufgaben des Grubenausbaues.	
b) Gebirgsdruck . . . . .	3
2. Vorbemerkung. — 3. Die verschiedenen Gebirgsarten und ihre wichtigsten Eigenschaften. — 4. Verhalten der unverfestigten Gebirgsarten. — 5. Verhalten der verfestigten Gebirgsarten. — 6. Gebirgsdruck und Teufe. — 7. Beeinflussung des Gebirgsdruckes durch gebirgsbildende Vorgänge. — 8. Gebirgsdruck und Abbau. — 9. Gebirgsdruck und Streckenbetrieb. — 10. Gebirgsdruck und Fallwinkel. — 11. Beeinflussung des Gebirgsdruckes durch die Art der Herstellung der Hohlräume.	
c) Arten des Grubenausbaues . . . . .	17
12. Vorbemerkung. — 13. Anpassung des Ausbaues an die Druckercheinungen. — 14. Ausbaustoffe. — 15. Dauer des Ausbaues. — 16. Verschiedenartige Stützung des Gebirges durch den Ausbau. — 17. Arten der auszubauenden Hohlräume. — 18. Nachfolgender und voreilender Ausbau.	
<b>B. Die verschiedenen Arten der Ausführung des Ausbaues . . . . .</b>	<b>21</b>
a) Der Ausbau in Holz . . . . .	21
1. Allgemeines . . . . .	21
19. Die für den Ausbau verwandten Holzarten. — 20. Beschaffung und Bearbeitung des Holzes. — 21. Längsteilung von Holzstempeln. — 22. Holzwirtschaft unter Tage. — 23. Gewinnung und Verwertung von Abfallholz. — 24. Erforderliche Eigenschaften der Grubenhölzer. — 25. Beeinflussung der Holzeigenschaften durch die besonderen Verhältnisse. — 26. Eigenschaften der bergmännisch wichtigen Holzarten. — 27. Fäulniserscheinungen beim Holz. — 28. Bekämpfung der Fäulniserscheinungen. — 29. Allgemeine Beurteilung der Tränkungsverfahren. — 30. Tränkflüssigkeiten. — 31. Tränkverfahren. — 32. Kosten der Tränkung und die mit ihr zu erzielenden Ersparnisse.	
2. Einfacher Holzausbau (Stempelausbau) . . . . .	38
33. Allgemeines. — 34. Anwendung und Ausführung des einfachen Stempelausbaues. — 35. Nachgiebiger Stempelausbau. — 36. Angespitzte und angeschärfte Stempel. — 37. Ausbau mit Spreizen oder Streben. — 38. Stempelausbau mit Biegungsbeanspruchung.	

3. Zusammengesetzter Holzausbau . . . . .	45
39. Vorbemerkung. — 40. Holzpfiler. — 41. Türstockzimmerung. — 42. Vergleich der beiden Türstockarten. — 43. Abarten der Türstockzimmerung. — 44. Nebenaufgaben der Türstockzimmerung. — 45. Verbindung zwischen den einzelnen Türstöcken. — 46. Nachgiebige Türstockzimmerung. — 47. Kosten des Türstockausbaues. — 48. Geviertzimmerung. — 49. Knie- und Polygonausbau. — 50. Schalholzzimmerung. — 51. Schalholzzimmerung im Abbau. — 52. Schalholzzimmerung in Strecken. — 53. Verzug bei der Schalholzzimmerung. — 54. Nachgiebige Schalholzzimmerung. — 55. Der Ausbau mit Firstenbänken in Flözstrecken. — 56. Übergänge und Verbindungen zwischen Türstock- und Schalholzzimmerung. — 57. Zimmerung in Strecken über offenen Räumen. — 58. Kosten der Schalholzzimmerung. — 59. Die Schwalbenschwanzzimmerung.	
4. Voreilender Ausbau (Getriebe- und Abtreibezimmerung) . . . . .	66
60. Wesen des voreilenden Ausbaues. — 61. Getriebe- oder Abtreibezimmerung; Allgemeines. — 62. Firstengetriebe. — 63. Streckengetriebe und Vertäfelung. — 64. Vortreibezimmerung im Abbau. — 65. Vortreiben der Pfähle. — 66. Unterstützung der Pfähle. — 67. Abtreiben in zwei Abschnitten. — 68. Vortreibezimmerung und Verhieb. — 69. Vorpfändung im Streckenbetriebe.	
b) Der Ausbau in Eisen . . . . .	75
70. Vorbemerkung.	
1. Einfacher Eisenausbau . . . . .	75
71. Anwendungsgebiet und Erfordernisse. — 72. Starre Stempel. — 73. Nachgiebige Stempel. — 74. Beurteilung der eisernen Stempel. Kosten. — 75. Vorbau- stempel.	
2. Zusammengesetzter Eisenausbau . . . . .	81
76. Türstockausbau in Eisen. — 77. Nachgiebiger Eisentürstockausbau. — 78. Kappenausbau in Eisen. — 79. Kniegelenk- und Vieleckausbau in Eisen. — 80. Kosten des eisernen Türstock- und Kappenausbaues. — 81. Ausbau mit Gestellen. — 82. Ersparnismöglichkeiten beim eisernen Türstock- und Gestellausbau. — 83. Kosten des eisernen Gestellausbaues. — 84. Vollständig geschlossener (rohr- artiger) Ausbau in Eisen.	
c) Ausbau in Stein . . . . .	95
85. Bedeutung des Ausbaues in Stein.	
1. Mauerung . . . . .	95
α) <i>Allgemeines über Baustoffe und Ausführung der Mauerung</i> . . . . .	95
86. Baustoffe. — 87. Bruchsteine. — 88. Kunststeine. — 89. Luftmörtel. — 90. Wassermörtel. — 91. Erzielung besonderer Eigenschaften bei Zement und Beton. — 92. Mörtelmischungen. — 93. Magnesiacement. — 94. Ausführung der Mauerung im allgemeinen.	
β) <i>Ausführung der Mauerung im einzelnen</i> . . . . .	105
95. Formen der Mauerung. — 96. Einfache Anwendungen der Grubenmauerung. — 97. Schwierigere Ausführungen der Grubenmauerung. — 98. Gestängeverlagerung. — 99. Verfahren bei der Herstellung der Mauerung. — 100. Verbindungen zwischen Mauerung und Eisen- oder Holzausbau. — 101. Nachgiebige Mauerung. — 102. Kosten der Mauerung.	
2. Betonausbau . . . . .	116
103. Überblick.	

	Seite
<i>α) Einfacher Betonausbau</i> . . . . .	116
104. Betonmischungen. — 105. Ausführung des Betonausbaues. Allgemeines. — 106. Lehrgerüste. — 107. Einbringen des Betons. — 108. Nachgiebige Ausführung des Betonausbaues. — 109. Das Spritzbetonverfahren. — 110. Der Ausbau in Betonsteinen. — 111. Betonstempel. — 112. Kosten des Betonausbaues.	
<i>β) Eisenbetonausbau</i> . . . . .	124
113. Bedeutung des Eisenbetons. — 114. Herstellung des Eisenbetons. — 115. Allgemeines über die Ausführung des Eisenbetonausbaues. — 116. Ausführungsbeispiele für den an Ort und Stelle eingestampften Eisenbetonausbau gewöhnlicher Art. — 117. Verbundausbau nach Breil. — 118. Nachgiebigkeit beim Eisenbetonausbau. — 119. Der Eisenbetonausbau in fertigen Teilstücken. — 120. Kosten des Eisenbetonausbaues.	
3. Allgemeines über die Ausbauarten in Stein . . . . .	135
121. Vergleichender Rückblick.	
<b>C. Allgemeine Gesichtspunkte für die Verringerung der Stein- und Kohlenfallgefahr</b> . . . . .	136
122. Einige Ratschläge der Stein- und Kohlenfall-Kommission. — 123. Verhüten oder Verringern gefährlicher Druckerscheinungen. — 124. Vorsichtsmaßregeln beim Ausbau selbst. — 125. Besondere Maßregeln gegenüber überhängenden Massen. — 126. Maßnahmen allgemeiner Natur. — 127. Verbauregeln.	
<b>II. Der Schachtausbau</b> . . . . .	142
128. Vorbemerkungen.	
<b>A. Der Ausbau mit Gevierten und schmaleeiserne Ringen mit Verzug</b> . . . . .	143
a) Der Geviertausbau in Holz . . . . .	143
129. Allgemeines. — 130. Ganze Schrotzimmerung und Bolzenschrotzimmerung. — 131. Anwendbarkeit, Kosten.	
b) Der Profileisenausbau . . . . .	146
132. Einleitende Bemerkungen. — 133. Ausbau rechteckiger Schächte. — 134. Ausbau runder Schächte.	
<b>B. Geschlossener Ausbau von Schächten</b> . . . . .	150
a) Die Mauerung . . . . .	150
135. Einleitende Bemerkungen. — 136. Steine und Mörtel. — 137. Mauerungsabsätze. — 138. Mauerfüße. — 139. Ausführung der Mauerung. — 140. Wasserdichte Schachtmauerung. — 141. Die Benutzung von Bühnen bei der Schachtmauerung. — 142. Das Mauern von einer schwebenden Bühne aus. — 143. Segmentweise Ausmauerung. — 144. Nachgiebige Schachtmauerung. — 145. Leistungen und Kosten.	
b) Der Ausbau in Beton und Eisenbeton . . . . .	160
146. Vorbemerkungen. — 147. Vorläufige Schachtauskleidung mit Spritzbeton. — 148. Ausführungsarten des endgültigen Schachtausbaues in Beton. — 149. Ausführungsbeispiele für Formsteine. — 150. Ausführungsbeispiele für eine Stampfbetonwand mit Formstein-Verschalung. — 151. Ausführungsbeispiel für eine untergehängte Formstein-Verschalung mit Gußbeton-Ausfüllung. — 152. Ausführungsbeispiele für eine mit Lehrgerüst hergestellte Stampfbetonwand. — 153. Der Breilsche Verbundausbau. — 154. Nachgiebigkeit des Betonausbaues. — 155. Rückblick auf die verschiedenen Ausbauarten.	

	Seite
c) Gußringausbau (Küvelage) . . . . .	172
156. Einleitende Bemerkungen. — 157. Englischer und deutscher Gußringausbau. — 158. Keilkränze. — 159. Herrichtung des Keilkranzbettes. — 160. Das Legen und Verkeilen des Keilkranzes. — 161. Doppelter Keilkranz. — 162. Sonstige Abdichtungen von Keilkränzen. — 163. Verstärkungsringe, Tragkränze. — 164. Der Einbau und das Verkeilen der englischen Gußringteile. — 165. Die Dichtung des deutschen Gußringausbaues. — 166. Der Einbau der deutschen Gußringe von unten nach oben. — 167. Der obere Anschluß. — 168. Das Unterhängen der Gußringe. — 169. Anschluß der Unterhänge-Gußringe an den unteren Keilkranz. — 170. Bewahrung der Unterhänge-Gußringe. — 171. Vergleich des englischen und des deutschen Gußringausbaues. — 172. Die Beanspruchung n des Gußringausbaues und die dagegen angewandten Mittel. — 173. Die Druckbeanspruchung durch gleichmäßigen Wasser- und Gebirgsdruck und die Wandstärke der Gußringe. — 174. Die in einzelnen Ringen durch ungleichmäßigen Gebirgsdruck auftretenden Biegungsbeanspruchungen. — 175. Die sonstigen Beanspruchungen. — 176. Der Gußringausbau unter besonders schwierigen Verhältnissen: Gußringe für große Teufen. — 177. Doppelte Gußringsäulen. — 178. Gußringe aus Stahlguß. — 179. Schlußbemerkung.	

Siebenter Abschnitt.

**Schachtabteufen.**

1. Vorbemerkung.	
<b>I. Das gewöhnliche Abteufverfahren . . . . .</b>	191
<b>A. Das Abteufen ohne besondere Vorkehrungen . . . . .</b>	191
a) Einleitende Bemerkungen . . . . .	191
2. Allgemeines. — 3. Überblick über die für das Abteufen erforderlichen Tagesanlagen.	
b) Die Abteufarbeit . . . . .	194
4. Ausführung der Gewinnungsarbeit. — 5. Die Sprengarbeit. Bohrhämmer und Bohrer. — 6. Die Tiefe der Bohrlöcher und das Ansetzen der Schüsse. — 7. Die Zündung der Schüsse. — 8. Abloten des Schachtes. — 9. Schichten- und Arbeitseinteilung. Belegung. Leistungen. — 10. Gedinge.	
c) Einrichtungen für die Förderung . . . . .	199
11. Fördergerüst. — 12. Abteuffördermaschine. — 13. Fördergefäße. — 14. Entleerung der Kübel. — 15. Führungseile. — 16. Die Spannlager und ihre Anordnung im Verhältnis zu den Mauerabsätzen. — 17. Führungsschlitten.	
d) Die sonstigen Betriebseinrichtungen . . . . .	206
18. Bewetterung. — 19. Beleuchtung. — 20. Fahrung.	
e) Leistungen und Kosten . . . . .	209
21. Leistungen. — 22. Kosten.	
f) Das Weiterabteufen von Schächten unterhalb einer im Betrieb befindlichen Sohle . . . . .	210
23. Das Weiterabteufen von Schächten mit Benutzung von Aufbrüchen. — 24. Das Weiterabteufen von Schächten ohne Benutzung von Aufbrüchen.	
<b>B. Abteufen von Hand im schwimmenden Gebirge . . . . .</b>	215
25. Einleitungg.	

	Seite
a) Das gewöhnliche Anstecken. . . . .	216
26. Ausführung im allgemeinen. — 27. Die Arbeiten im einzelnen. — 28. Sicherung der Sohle. — 29. Kosten.	
b) Das senkrechte Anstecken. . . . .	219
30. Allgemeines. — 31. Das senkrechte Anstecken mit hölzernen Pfählen. — 32. Das senkrechte Anstecken mit eisernen Spundwänden. — 33. Anwendbarkeit und Kosten der eisernen Spundwände.	
c) Das Abteufen unter Senkung des Grundwasserspiegels . . . . .	223
34. Das Grundwasser-Absenkungsverfahren.	
 <b>II. Das Senkschachtverfahren . . . . .</b>	<b>225</b>
a) Einleitung . . . . .	225
35. Allgemeines über Art und Wesen des Verfahrens. — 36. Die bei wachsender Tiefe auftretenden Schwierigkeiten und die Verwendung mehrerer Senkkörper.	
b) Einrichtungen über Tage und vorbereitende Arbeiten. . . . .	227
37. Fördergerüst. — 38. Fördermaschine und sonstige Einrichtungen.	
c) Die Senkkörper und ihr Einbau . . . . .	227
39. Einleitende Bemerkungen. — 40. Die Mauersenkenschächte. Der Schneidschuh. — 41. Die Verankerung. — 42. Das Mauerwerk. — 43. Der Einbau und das Hochmauern des Senkkörpers. — 44. Senkkörper aus Beton. — 45. Die Teufengrenze für Mauer- und Betonsenkenschächte. — 46. Gußeiserne Senkkörper. — 47. Verbundsenkkörper. — 48. Der Einbau der gußeisernen Senkkörper.	
d) Die eigentlichen Abteufarbeiten . . . . .	233
49. Die Abteufarbeit auf der Sohle. — 50. Die Arbeit im toten Wasser. — 51. Sackbohrer. — 52. Bagger. — 53. Stoßbohrverfahren von Pattberg.	
e) Mittel zur Beförderung des Niedersinkens der Senkkörper . . . . .	237
54. Gewichte. — 55. Pressen. — 56. Andere Mittel zur Beförderung eines gleichmäßigen Niedersinkens.	
f) Die Anschlußarbeiten . . . . .	239
57. Der Anschluß der Mauersenkenschächte an das feste Gebirge. — 58. Das Unterfangen des Schneidschuhes. — 59. Der Anschluß der gußeisernen Senkschächte nach unten und nach oben.	
g) Leistungen, Kosten. . . . .	242
60. Leistungen. — 61. Kosten.	
 <b>III. Das Abteufen unter Anwendung von Preßluft . . . . .</b>	<b>243</b>
62. Allgemeines. — 63. Senkschacht mit eingebauter Schleuseneinrichtung. — 64. Anwendungsbeispiele. — 65. Gesundheitschädliche Einwirkungen des Verfahrens und seine Anwendbarkeit im allgemeinen.	
 <b>IV. Das Schachtabbohren bei unverkleideten Stößen . . . . .</b>	<b>247</b>
<b>A. Das Schachtbohrverfahren in festem Gebirge nach</b>	
<b>Kind-Chaudron . . . . .</b>	<b>247</b>
66. Einleitende Bemerkungen.	

	Seite
a) Das Abbohren des Schachtes . . . . .	248
67. Vorbereitende Arbeiten. — 68. Die Bohrarbeiten im allgemeinen und die erforderlichen Einrichtungen. — 69. Die Bohrer und die Bohrarbeit. — 70. Das Löffeln.	
b) Das Auskleiden des Schachtes . . . . .	252
71. Die Gußringwand für Bohrschächte. — 72. Moosbüchse, falscher Boden, Gleichgewichtsrohr. — 73. Das Einlassen der Auskleidung. — 74. Tauchwandung. — 75. Schachtauskleidung ohne Moosbüchse. — 76. Das Betonieren. — 77. Das Fertigmachen des Schachtes zum Weiterabteufen.	
c) Leistungen und Kosten . . . . .	257
78. Leistungen. — 79. Kosten.	
<b>B. Das Schachtabbohren im lockeren Gebirge. (Das Honigmannsche Verfahren) . . . . .</b>	
80. Das Wesen des Verfahrens. — 81. Die Ausbildung des Verfahrens im einzelnen. Die Tagesanlagen. — 82. Die Bohrarbeit und der Bohrer. — 83. Die Auskleidung des Schachtes und deren Abdichtung. — 84. Tatsächliche Ausführungen. Leistungen. Kosten. — 85. Das Verfahren der Gewerkschaft Friedrich Thyssen. — 86. Das Stockfischeche Verfahren. — 87. Das Zänslersche Verfahren.	258
<b>V. Das Gefrierverfahren . . . . .</b>	
a) Einleitung . . . . .	267
88. Geschichtliches. — 89. Wesen und Anwendbarkeit des Poetschschens Verfahrens im allgemeinen.	
b) Tagesanlagen und vorbereitende Arbeiten . . . . .	268
90. Tagesanlagen, Vorschacht, Bohr- und Fördergerüst. — 91. Die Anordnung und Fertigstellung der Bohrlöcher. — 92. Die Gefrierrohre. — 93. Die Einfallrohre und die Laugenverteilung.	
c) Die Kälteerzeugung . . . . .	274
94. Die Anlage im allgemeinen. — 95. Der Kreislauf des Kälteerzeugers. — 96. Die verschiedenartige Eignung des Ammoniaks und der Kohlensäure als Kälteerzeuger. — 97. Tiefkälteverfahren. — 98. Die Kälteflüssigkeit und ihr Kreislauf. — 99. Der Weg (Kreislauf) des Kühlwassers. — 100. Beispiel für den Bedarf an Ammoniak, Chlormagnesiumlauge und Kühlwasser.	
d) Theoretische Betrachtungen . . . . .	281
101. Berechnung der erforderlichen Wärmeeinheiten. — 102. Druckfestigkeit des gefrorenen Gebirges. — 103. Die erforderliche Stärke der Frostwand und die Abteufgrenzen.	
e) Der tatsächliche Gefrierverlauf und das Abteufen . . . . .	286
104. Bildung des Frostkörpers. — 105. Beeinflussung der Frostkörperbildung. — 106. Zementierung des Gebirges vor dem Gefrieren. — 107. Volumenänderungen des Gebirges während des Gefrierens. — 108. Die Beobachtung der Frostkörperbildung und der Beginn des Abteufens. — 109. Das Abteufen. — 110. Der Gußring-Ausbau. — 111. Der Ausbau in Mauerung oder Beton. — 112. Maßnahmen zur Verhütung des Zusammenbruches von Gefrierschächten. — 113. Das Auftauen des Frostkörpers. — 114. Das Ziehen der Rohre.	
f) Gefrieren in Absätzen . . . . .	299
115. Abteufen mittels des Gefrierfahrens in Absätzen.	
g) Leistungen und Kosten . . . . .	301
116. Leistungen. — 117. Kosten.	

	Seite
<b>VI. Die Versteinung des Gebirges . . . . .</b>	303
118. Einleitende Bemerkungen.	
<b>A. Die Sicherung bereits abgeteufter Schächte durch Versteinung</b>	303
119. Geschichtliches. — 120. Ausführung der Zementträngung bei undichten Schachtwandungen. — 121. Wasserabschluß am Fuße von Schächten. — 122. Das chemische Verfestigungsverfahren.	
<b>B. Die Versteinung beim Schachtabteufen . . . . .</b>	308
123. Geschichtliches.	
a) Allgemeines . . . . .	309
124. Wesen des Verfahrens und seine Anwendbarkeit in verschiedenartigem Gebirge. — 125. Ausspülen des Gebirges. — 126. Wahl des Zementes und des Mischungsverhältnisses. — 127. Die bei der Zement Einführung zu beobachtenden Bedingungen. — 128. Zeitdauer des Erhärtens des Zementes und räumliche Ausdehnung der Versteinung.	
b) Handhabung des Verfahrens beim Schachtabteufen . . .	312
129. Einteilung. — 130. Zementierung von der Tagesoberfläche her. Auskleidung und Fassung der Bohrlöcher. — 131. Trängung der Bohrlöcher. — 132. Rückleitung der überschüssigen Zementtrübe. — 133. Angaben über tatsächliche Ausführungen und Kosten. — 134. Zementträngung in Absätzen von der Schachtsohle aus. Allgemeines. — 135. Die Standrohrlöcher und das Einzementieren der Standrohre. — 136. Die Zementierlöcher. — 137. Die Trängung der Zementierlöcher. — 138. Angaben über tatsächliche Ausführungen und Kosten. — 139. Das Sonnenscheinische Versteinungsverfahren. — 140. Das Zementierverfahren von François. Allgemeines. — 141. Ausführungsbeispiel. — 142. Erfolge. Leistungen. Kosten.	
<b>VII. Vergleichender Rückblick auf die Anwendbarkeit der verschiedenen besonderen Abteufverfahren . . .</b>	325
143. Allgemeines. Schächte bis 30 m Teufe. — 144. Tiefere Schächte.	
Achter Abschnitt.	
<b>Förderung.</b>	
<b>I. Allgemeine Erörterungen . . . . .</b>	328
1. Einleitung. — 2. Überblick über die Grubenförderung.	
<b>II. Die Abbauförderung . . . . .</b>	331
3. Bedeutung der Abbauförderung.	
<b>A. Einfache Förderverfahren . . . . .</b>	331
4. Tragen und Schleppen. — 5. Karrenförderung. — 6. Einfache Wagenförderung im Abbau. — 7. Förderung mit niedrigen Wagen. — 8. Rutschenförderung und andere einfache Hilfsmittel.	
<b>B. Maschinenmäßige Abbauförderung für größere Leistungen .</b>	333
a) Vorbemerkungen . . . . .	333
9. Bedeutung und Anwendung der maschinenmäßigen Abbauförderung. — 10. Arten der maschinenmäßigen Abbauförderung.	

	Seite
b) Die Förderung mit Schüttelrutschen . . . . .	334
11. Das Wesen des Fördervorganges beim Schüttelrutschenbetriebe. — 12. Pendel- oder Hängerutschen. — 13. Rollenrutschen. — 14. Kugelrutschen. — 15. Ausführung der Rutschen selbst. — 16. Das Umlegen des Rutschenstranges. — 17. Antrieb der Schüttelrutschen. Allgemeines. — 18. Antrieb mit Preßluftmotoren. — 19. Gegenzylinder und Gegenmotor. — 20. Elektrischer Antrieb. — 21. Aufstellung des Motors und Übertragung der Bewegung auf den Rutschenstrang. — 22. Kraftbedarf und Leistungen. — 23. Kosten der Schüttelrutschenförderung. — 24. Bergförderung mittels Schüttelrutschen. — 25. Zusammenarbeiten von Rutschen.	
c) Die Förderung mit Bändern . . . . .	362
26. Überblick. — 27. Gurtbänder. — 28. Antrieb. — 29. Glieder- oder Plattenbänder. — 30. Vergleich der verschiedenen Bandarten. — 31. Beispiele für das Einschalten der Bänder in den Abbaubetrieb. — 32. Leistungen und Kosten.	
d) Bandförderer mit schleppender Wirkung . . . . .	372
33. Kratzbandförderung. — 34. Abarten der Kratzbandförderung. — 35. Der Ladewagen.	
e) Rückblick auf die Abbauförderung . . . . .	375
36. Vergleich der drei Abbauförderarten.	
f) Abbauförderungen mit Ladevorrichtungen . . . . .	376
37. Erläuterung. — 38. Der Entenschnabel. — 39. Schrapperförderung. — 40. Der Schaufellader.	
<b>C. Versatzfördereinrichtungen . . . . .</b>	<b>379</b>
41. Zweck, Bedeutung und Möglichkeiten der mechanischen Versatzförderung.	
a) Maschinenmäßige Bewegung der Versatzberge . . . . .	379
42. Überblick. — 43. Der Schrapperversetzer. — 44. Leistungen und Kosten des Schrapperversatzes. — 45. Versatzschleudern. Allgemeines über Wesen und Arbeitsverfahren. — 46. Die Versatzschleuder von Gebr. Eickhoff. — 47. Versatzschleuder Sethe.	
b) Blasversatz . . . . .	384
48. Vorbemerkungen. — 49. Theoretische Grundlagen. — 50. Das Hochdruckverfahren. — 51. Niederdruckverfahren. — 52. Lieferung der erforderlichen Druckluft. — 53. Leistungen und Kosten. — 54. Blasverfahren ohne Streckenleitungen. — 55. Streb-Blasversetzer.	
c) Vergleichende Bewertung der verschiedenen Versatzmaschinen	395
56. Vergleich nach den besonderen Eigenschaften und Erfordernissen. — 57. Die Wirtschaftlichkeit des Maschinenversatzes.	
<b>III. Die Streckenförderung . . . . .</b>	<b>397</b>
58. Allgemeine Möglichkeiten.	
<b>A. Förderwagen . . . . .</b>	<b>398</b>
59. Allgemeine Erfordernisse. — 60. Wagenkasten. — 61. Radsatz. — 62. Lagerung und Schmierung von Achsen und Rädern. Offene Lager. — 63. Geschlossene Lager. — 64. Achsen und Räder. — 65. Besondere Wagenformen. — 66. Entleerung von Förderwagen mit Versatzbergen. — 67. Wagenbeschaffung und -behandlung. — 68. Gewichte und Kosten der Förderwagen.	

	Seite
<b>B. Gestänge</b> . . . . .	419
69. Allgemeines. — 70. Schienen. — 71. Schwellen. — 72. Schienenbefestigungen. — 73. Verlegen der Gestänge. — 74. Aufgleisvorrichtungen. — 75. Verbindung von Schienensträngen miteinander. Wendeplätze. — 76. Wechsel. — 77. Schiebebühnen. — 78. Kosten des Oberbaues.	
<b>C. Allgemeine Erörterungen über die Bewegung von Förderwagen auf Schienenbahnen</b> . . . . .	435
79. Der Fahrtwiderstand auf söhlicher Bahn. — 80. Gefälleverhältnisse und ihre Bedeutung. — 81. Überwachung der Reibungsverhältnisse im Betriebe. — 82. Das Tonnenkilometer als Einheit. — 83. Wagenzüge. — 84. Bedeutung eines guten Zustandes der Wagen und Gestänge.	
<b>D. Die Betätigung der Wagenförderung</b> . . . . .	443
85. Überblick.	
a) Förderung durch Menschen und Tiere . . . . .	444
86. Menschenförderung. — 87. Förderung mit Tieren. Allgemeines. — 88. Unterirdische Pferdeställe. — 89. Einrichtungen in den Förderstrecken. — 90. Wirtschaftlichkeit der Pferdeförderung.	
b) Maschinenmäßige Streckenförderung . . . . .	447
91. Einteilung.	
1. Förderung mittels feststehender Maschinen. Seil- und Kettenförderungen	448
92. Vorbemerkung.	
α) Förderverfahren mit offenem Seil . . . . .	448
93. Förderung mit Vorder- und Hinterseil; Allgemeines. — 94. Schlepperhaspelförderung. — 95. Die Kosten der Schlepperhaspelförderung. — 96. Anderes Förderverfahren.	
β) Förderung mit geschlossenem Zugmittel. (Förderung mit Seil oder Kette ohne Ende)	454
97. Wesen und Bedeutung. — 98. Unterarten der Förderung mit endlosem Zugmittel.	
aa) Förderung mit schwebendem Seil ohne Ende . . . . .	454
99. Antrieb. Allgemeines. — 100. Mehrrollige Treibscheiben. — 101. Klemmscheiben. — 102. Andere Bauarten von Treibscheiben. — 103. Die Spanscheibe. — 104. Lage der Antriebsmaschine. — 105. Kraftbedarf. — 106. Treibmittel. — 107. Größere Streckenförderanlagen. — 108. Trag- und Kurvenrollen. — 109. Mitnehmer. — 110. Besonderheiten bei Mitnehmern. — 111. Anschlagpunkte. — 112. Signalgebung. — 113. Kosten der Förderung mit Seil ohne Ende.	
bb) Förderung mit schwebender Kette ohne Ende . . . . .	471
114. Besonderheiten der Kettenförderungen.	
cc) Förderung mit unterlaufender Kette ohne Ende . . . . .	473
115. Anwendungsgebiet und Ausführung der Unterkettenförderung.	
γ) Beurteilung der Förderung mit geschlossenem Zugmittel . . . . .	474
116. Vergleich zwischen Seil und Kette. — 117. Beurteilung der Förderung mit endlosem Zugmittel und einzelnen Wagen.	
2. Allgemeines über die Förderung mit beweglichen Maschinen (Lokomotivförderung) . . . . .	477
118. Die Entwicklung der Lokomotivförderung. — 119. Kraftbedarf, Gewicht und allgemeine Bauart der Grubenlokomotiven.	

3. Einzelbeschreibung der Grubenlokomotiven . . . . . 479

120. Arten der Grubenlokomotiven. — 121. Brennstofflokomotiven. Allgemeines. — 122. Leichtlölokomotiven. — 123. Diesel-Lokomotiven. — 124. Fahrdratlokomotiven. — 125. Akkumulatorlokomotiven. — 126. Preßluftlokomotiven. — 127. Vergleich der verschiedenen Lokomotivarten. — 128. Teilstreckenförderung mit („Abbau“-) Lokomotiven. — 129. Besonderheiten der Lokomotiven für Teilstreckenförderung.

4. Beurteilung der Lokomotivförderung. Lokomotivbetrieb . . . 502

130. Vergleich zwischen Lokomotivförderung und Förderung mit endlosem Zugmittel. — 131. Der Förderbetrieb mit Lokomotiven. — 132. Bahnhöfe und Anschläge. — 133. Verständigungs- und Signalvorrichtungen. — 134. Aufstellräume und Werkstätten. — 135. Mannschaftsfahrung mit Lokomotiven. — 136. Leistungen und Kosten der Lokomotivförderung.

**IV. Die abwärts- und aufwärtsgehende Zwischenförderung 517**

**A. Abwärtsgehende Förderung . . . . . 517**

a) Bremsberg- und Bremsschachtförderung . . . . . 517

137. Vorbemerkung. — 138. Einteilung der Bremsberge. — 139. Verfügbare und erforderliche Zugkraft beim Bremsbetriebe. — 140. Eintrümmige Bremsberge. — 141. Zweitrümmige Bremsberge. — 142. Bremsbergbetrieb bei geringen Neigungswinkeln. — 143. Raumbedarf. — 144. Einrichtung der Zwischenanschlüge. — 145. Einrichtungen am Fuße des Bremsberges. — 146. Das Bremswerk. — 147. Bremsgestelle. — 148. Gegengewichte. — 149. Seigere Bremsschächte. Allgemeines. — 150. Einrichtung seigerer Bremsschächte im einzelnen. — 151. Hochfördern von Versatzgut in Bremsbergen und Bremsschächten. — 152. Die Preise von Bremsen.

b) Rolloch- oder Bunkerförderung . . . . . 533

153. Bedeutung der Rollochförderung. — 154. Ausbau und Ausrüstung der Rolllöcher. — 155. Stützrollen zwischen Tagesoberfläche und Grubenbauen.

**B. Aufwärtsgehende Förderung . . . . . 537**

156. Anwendungsgebiet. Förderverfahren. — 157. Die Führung der Gestelle und Gefäße im Schacht. — 158. Förderhaspel. Antrieb. — 159. Bauarten der Haspelmotoren. — 160. Das Seil und seine Bewegung. — 161. Einrichtungen an den Anschlägen. — 162. Förderverfahren. — 163. Aufstellung der Förderhaspel. — 164. Seilfahrt in Blindschächten. — 165. Signalvorrichtungen. — 166. Leistungen und Kosten der Haspelförderung.

**C. Sicherheitsvorrichtungen bei der Brems- und Haspelförderung 554**

167. Überblick.

a) Fangvorrichtungen (für tonnlägige Förderung) . . . . 555

168. Fangvorrichtungen für Förderung mit offenem Seil. — 169. Fangvorrichtungen für Förderung mit geschlossenem Zugmittel.

b) Sicherheitsverschlüsse . . . . . 557

170. Allgemeines. — 171. Einfache Verschlüsse. — 172. Selbstwirkende Verschlüsseinrichtungen. Überblick. — 173. Die auf die Anschlagstrecke beschränkten Einrichtungen. — 174. Zusammenwirken von Gestell und Anschlag. — 175. Sonstige Sicherheitsvorrichtungen.

**V. Die Schachtförderung . . . . . 563**

**A. Einleitung . . . . . 563**

176. Bedeutung der Schachtförderung für die verschiedenen Bergbaugebiete. — 177. Allgemeine Möglichkeiten der Schachtförderung.

	Seite
<b>B. Gefäß- oder Kübelförderung . . . . .</b>	<b>565</b>
178. Die Fördergefäße (Kübel). — 179. Einrichtungen am Füllort und an der Hängebank. — 180. Gefäßförderung und Seilfahrt. — 181. Gefäßförderung und Bergeförderung. — 182. Mittelwege zwischen Gefäß- und Gestellförderung. — 183. Beurteilung der Gefäßförderung im Vergleich mit der Gestellförderung.	
<b>C. Gestellförderung . . . . .</b>	<b>572</b>
a) Seile und Fördergestelle nebst Hilfseinrichtungen . . .	572
1. Die Förderseile . . . . .	572
184. Vorbemerkung. — 185. Drahtseile. Werkstoffe und Behandlung. — 186. Flachseile (Bandseile). — 187. Rundseile. Herstellung im allgemeinen. — 188. Patentverschlossene Seile. — 189. Rundlitzenseile. — 190. Flach- und dreikantlitzige Seile. — 191. Berechnung von Förderseilen. — 192. Das Auflegen der Förderseile. — 193. Prüfung und Überwachung der Förderseile im Betriebe. — 194. Die Bruchgefahr bei Förder- und Unterseilen. — 195. Leistungen und Kosten von Förderseilen.	
2. Die Fördergestelle . . . . .	587
196. Größe der Fördergestelle. — 197. Bauart der Fördergestelle. — 198. Das Festhalten der Wagen auf dem Gestell. — 199. Seilfahrt mit Fördergestellen. — 200. Ersatzfördergestelle.	
3. Die Verbindungstücke zwischen Seil und Fördergestell. (Das Zwischengeschirr)	594
201. Seileinband. — 202. Kausche. — 203. Seilschlösser. — 204. Die eigentlichen Zwischengeschirrteile. — 205. Unterseilgehänge.	
b) Die Schachtleitungen . . . . .	602
206. Anordnung der Schachtleitungen. — 207. Ausführung der Schachtleitungen im einzelnen. Holzführungen. — 208. Eiserne Führungen. — 209. Seilführungen.	
c) Füllort und Hängebank . . . . .	609
210. Vorbemerkungen.	
1. Allgemeines über Füllort- und Hängebankanlagen . . . . .	609
211. Füllortanlagen. — 212. Ausbau der Hängebank.	
2. Die einzelnen Hilfsmittel für den Wagenwechsel und Wagenumlauf an den Anschlägen . . . . .	613
213. Allgemeines über die Bedienung der Fördergestelle an den Anschlägen. — 214. Aufsetzvorrichtungen. Allgemeines. — 215. Ausbildung der Aufsetzvorrichtungen im einzelnen. — 216. Schwingbühnen. — 217. Beschleunigung der Bedienung; ihre Bedeutung. — 218. Vermehrung der Abzugbühnen. — 219. Bewegliche Abzugbühnen. — 220. Wagenwechsel durch selbsttätige Vorrichtungen. — 221. Einrichtungen am Füllort. Überblick. — 222. Einzelbesprechung der Einrichtungen am Füllort. — 223. Wagenwechsel durch künstliches Gefälle. — 224. Die Gesamtanlage. — 225. Lokomotivförderung und Füllort. — 226. Beurteilung der Hilfseinrichtungen für den Wagenwechsel.	
d) Leistungen und Kosten bei der Schachtförderung . . .	631
227. Die Förderleistungen bei der Schachtförderung. — 228. Kosten der Schachtförderung.	
e) Die Betätigung der Schachtförderung . . . . .	636
1. Gestellförderung mit Seil . . . . .	636
α) Trommelförderung . . . . .	636
229. Wesen der Trommelförderung. — 230. Bedeutung der Ausgleichung des Seilgewichtes. — 231. Unterseil. — 232. Besondere Ausführungen der Unterseil-Aus-	

Seite

gleichung. — 233. Beurteilung des Seilausgleichs mit Unterseil. — 234. Nebenseile und Gegengewichte. — 235. Ausgleichung durch Gleichheit der statischen Momente. — 236. Seilkörbe mit Ausgleichwirkung.

*β) Treibscheibenförderung . . . . .* 643

237. Vorbedingungen für die Förderung mit Treibscheibe. — 238. Beurteilung der Treibscheibenförderung. — 239. Abarten der Treibscheibenförderung. — 240. Anwendungsgebiet der Treibscheibenförderung.

*γ) Förderung mit mehreren Gestellen gleichzeitig an jedem Seile . . .* 648

241. Tandem-Förderung.

2. Andere Schachtförderverfahren. (Dauer- statt Pendelförderung) . . 648

242. Förderung mit Ersatz der Gestelle durch kleine Fördergefäße an endlosem Zugmittel. — 243. Bandförderung für Grubenholz. — 244. Die Förderverfahren ohne Zugmittel. — 245. Rückblick.

*f) Sicherheitsvorrichtungen bei der Schachtförderung . . .* 650

246. Überblick. Unfallmöglichkeiten bei der Seilfahrt.

1. Fangvorrichtungen . . . . . 651

247. Beurteilung der Fangvorrichtungen. — 248. Abhängigkeit des Fangvorganges von den Förderverhältnissen. — 249. Allgemeine Anforderungen an Fangvorrichtungen. — 250. Grundgedanken für den Bau von Fangvorrichtungen. — 251. Ältere Fangvorrichtungen. — 252. Neuzeitliche Fangvorrichtungen.

2. Vorrichtungen gegen das Übertreiben und zu harte Aufsetzen der Fördergestelle 659

253. Überblick.

*α) Einwirkung auf die Fördergestelle selbst . . . . .* 660

254. Gegeneinander geneigte oder verdickte Spurlatten. — 255. Seilauflösevorrichtungen. — 256. Prellträger und Fangstützen (Notkeps) für übertriebene Förderkörbe.

*β) Beeinflussung der Fördermaschine . . . . .* 662

257. Grundgedanken. — 258. Teufenzeiger und Geschwindigkeitsmesser. — 259. Ältere Sicherungsvorrichtungen. — 260. Die Geschwindigkeitsregler. — 261. Fahrtregler.

*g) Signaldienst . . . . .* 666

262. Überblick. — 263. Elektrische Hörsignalvorrichtungen. — 264. Optische Signale. — 265. Vereinigte Hör- und Schausignale. — 266. Torschluß-Meldeanlagen. — 267. Die Überwachung der Signalanlagen. — 268. Verbindung zwischen Hängebank und Fördermaschine. Fernsprecher. — 269. Die Signalgebung vom Förderkorbe aus.

*h) Fördergerüste und Seilscheiben . . . . .* 674

270. Fördergerüste. — 271. Stahl-Fördergerüste. — 272. Eisenbeton-Fördergerüste. — 273. Fördertürme. — 274. Vergleich zwischen Stahl- und Eisenbeton-Ausführung. — 275. Seilscheiben.

Neunter Abschnitt.

**Wasserhaltung.**

**I. Die Beziehungen zwischen Bergbau und Wasser . . 682**

**A. Die Wasserzuflüsse nach Herkunft, Menge und Zusammensetzung 682**

1. Vorbemerkung. — 2. Die atmosphärischen Niederschläge. — 3. Das Grundwasser. — 4. Störungen als Wasserzubringer. — 5. Die verschiedenartige Stellung des Bergheise-Herbst, Bergbaukunde II, 5. Aufl.

baues gegenüber den Wassern. — 6. Die Wasserführung des Gebirges im Ruhrbezirke. — 7. Zusammensetzung des Grubenwassers.

**B. Maßnahmen und Vorrichtungen zur Fernhaltung der Wasser von den Grubenbauen . . . . . 689**

8. Maßnahmen über Tage. — 9. Maßnahmen und Vorrichtungen unter Tage. — 10. Wasserabdämmungen. Allgemeines. — 11. Wasserdämme. — 12. Dammtore.

**C. Grubenbaue und Wasserhaltung . . . . . 695**

13. Stollen. — 14. Sumpfanlagen und Pumpenleistung in Tiefbaugruben. — 15. Sumpfanlagen auf verschiedenen Sohlen und Ausnutzung der sog. Abfallwasser. — 16. Neigung der Ausrichtungstrecken. — 17. Entwässerung des Gebirges vor Einleitung des Abbaues.

**II. Wasserhebevorrichtungen . . . . . 700**

18. Allgemeines. — 19. Aufstellung des Antriebs unter oder über Tage. — 20. Steigleitungen. — 21. Höhenlage der Wasserhaltung zur Bausohle.

**A. Kolbenpumpen . . . . . 704**

22. Einleitende Bemerkungen und Einteilung.

a) Kolbenpumpen mit Antriebsmaschinen über Tage . . . 704

23. Hubpumpen. — 24. Doppeltwirkende Hubpumpen (Rittinger-, Perspektivpumpen). — 25. Druckpumpen.

b) Kolbenpumpen mit Antriebsmaschinen unter Tage . . . 706

26. Die Pumpen. — 27. Treibkräfte. Der Dampfantrieb. — 28. Nachteile des Dampfes als Antriebsmittel unter Tage. — 29. Der Preßluftantrieb. — 30. Der Antrieb durch Druckwasser. — 31. Der Antrieb durch elektrischen Strom. — 32. Vergleich der Kosten des Dampf- und des elektrischen Antriebs.

**B. Kreiselpumpen . . . . . 714**

33. Wesen, Wirkung und Antrieb. — 34. Besonderheiten der Kreiselpumpen. — 35. Der Antrieb der Kreiselpumpen. — 36. Die Anordnung mehrerer Kreiselpumpen in einer Pumpenkammer. — 37. Vergleich mit der Kolbenpumpe. — 38. Anwendbarkeit für das Schachtabteufen.

**C. Sonstige Wasserhebevorrichtungen . . . . . 719**

39. Wasserhebung mittels der Fördermaschine. — 40. Die Tomson'sche Wasserziehvorrichtung. — 41. Strahlpumpen. — 42. Mammutpumpen. — 43. Pulsometer. — 44. Heber.

**III. Besondere Fälle der Wasserhaltung . . . . . 729**

45. Die Wasserhaltung beim Schachtabteufen. — 46. Anwendbarkeit der verschiedenen Wasserhebevorrichtungen. — 47. Besondere Vorkehrungen an Abteufpumpen. — 48. Abteufen unter Benutzung eines Bohrlochs. — 49. Die Sumpfung ersoffener Gruben. — 50. Sumpfungsbispiele. — 51. Schachtsumpf-Entleerer.

**IV. Die Überwachung und die Kosten der Wasserhaltung . 735**

52. Wassermessung. — 53. Die Kosten der Wasserhebung.

Zehnter Abschnitt.

**Grubenbrände, Atmungs- und Rettungsgeräte.**

**I. Grubenbrände . . . . . 738**

**A. Wesen, Entstehung und Verhütung von Grubenbränden . . 738**

- 1. Gefährdung der Gruben durch Brände über Tage. — 2. Abwehrmaßnahmen. —
- 3. Bedeutung und Arten der Brände unter Tage. — 4. Entstehung der Flözbrände durch Selbstentzündung. — 5. Bekämpfung der Gefahr der Selbstentzündung. —
- 6. Sonstige Ursachen von Grubenbränden. — 7. Sicherheitsvorkehrungen.

**B. Bekämpfung ausgebrochener Brände . . . . . 745**

- 8. Die Anzeichen entstehender Brände und die Feuermeldung. — 9. Kampfmaßnahmen. Spritzwasser. Löschstaub. — 10. Handfeuerlöcher. — 11. Abbau, Umfahren, Ersäufen des Brandherdes. — 12. Verschlammung des Brandes. — 13. Abdämmung. — 14. Hilfsdämme. — 15. Dämme für den endgültigen Abschluß. —
- 16. Brandtüren. — 17. Wandernde Schlammdämme. — 18. Stoßabdichtungen. —
- 19. Wirkung der Abdämmung. Zufuhr von Wasser und Kohlensäure.

**C. Die bei Bränden auftretenden Gase . . . . . 756**

- 20. Brandgase, Brandwetter, Brandgasexplosionen.

**II. Atmungsgeräte . . . . . 758**

- 21. Einleitung.

**A. Filtergeräte . . . . . 759**

- 22. Kohlenoxydfilter.

**B. Schlauchgeräte. . . . . 759**

- 23. Saugschlauchgeräte. — 24. Druckschlauchgeräte. — 25. Anderweitige Luftzuführung.

**C. Freitragbare Sauerstoffgeräte . . . . . 762**

- 26. Ältere Ausführungen.

a) Sauerstoffgeräte ohne Wiederbenutzung der Ausatemungsluft 763

- 27. Flüssige-Luft-Geräte. — 28. Die allgemeine Verwendbarkeit der Flüssige-Luft-Geräte.

b) Sauerstoffgeräte mit Wiederbenutzung der Ausatemungsluft 765

- 29. Allgemeines. Luftverbrauch des Menschen.

1. Geräte mit gasförmigem Sauerstoffvorrat . . . . . 765

- 30. Eineitende Bemerkungen. — 31. Die Sauerstoffbehälter und die Ausflußregelung. — 32. Bindung der Kohlensäure. — 33. Der Umlauf der Atemungsluft. —
- 34. Hilfsvorrichtungen. — 35. Nasen- und Mundatmung. — 36. Richtlinien für den Bau und die Zulassung von Gasschutzgeräten. — 37. Einzelne Ausführungsformen. Dräger-Geräte. — 38. Die A u d o s geräte. — 39. Das I n h a b a d -Zweikammergerät 1924. — 40. Atmungsgeräte für kürzere Benutzungsdauer.

2. Geräte mit chemisch gebundenem Sauerstoffvorrat . . . . . 774

- 41. Alkali-Superoxyd-Geräte. — 42. Naszogen-Geräte.

**D. Allgemeine und vergleichende Ausführungen . . . . 777**

- 43. Vergleich zwischen den Schlauch- und den Sauerstoffgeräten. — 44. Gemeinsame Verwendung beider Arten von Atmungs- und Sauerstoffgeräten. — 45. Behandlung der Atmungsgeräte. — 46. Füllung der Sauerstoffflaschen. — 47. Wiederbelebungs- und Sauerstoffgeräten. — 48. Rettungsgruppen. — 49. Zentralstellen. — 50. Unterirdische Rettungs- und Sicherheitskammern.

**Sachverzeichnis . . . . . 786**

## Sechster Abschnitt.

# Grubenausbau.

## I. Der Grubenausbau in Abbaubetrieben und Strecken aller Art.

### A. Wesen, Bedeutung und Arten des Grubenausbaues.

#### a) Allgemeine Bedeutung des Grubenausbaues.

1. — **Aufgaben des Grubenausbaues.** Der Grubenausbau hat zwei Hauptaufgaben: das Offenhalten der Grubenräume und den Schutz der Bergleute. Beide Aufgaben fallen in der Regel, aber keineswegs immer, zusammen. Das Offenhalten der Grubenbaue schließt den Kampf des Bergmanns gegen den Gebirgsdruck in sich; der Ausbau soll das durch die Baue gestörte Gleichgewicht im Gebirge wiederherstellen, kommt also nach dieser Richtung hin vorzugsweise bei „druckhaftem“ Gebirge zur Geltung. Dem Schutz der Leute dagegen dient in erster Linie das Zurückhalten loser Schalen oder Massen bei „gebrächem“ Gebirge. Ein wenig gebräches, aber stark druckhaftes Gebirge kann an den Ausbau sehr hohe Anforderungen stellen; umgekehrt kann man sich in einem gebrächen, aber nicht druckhaften Gebirge vielfach mit einem verhältnismäßig leichten Ausbau begnügen.

Gebräch ist ein Gestein, wenn entweder die Schichtfugen sehr zahlreich sind (z. B. dünnplattiger Schiefer) oder außer den Schichtfugen noch Querklüfte aller Art auftreten, die im einzelnen als „Lösen“, „Schlechten“ und „Drucklagen“ bezeichnet werden<sup>1)</sup>, und zwar sollen hier unter „Lösen“ die von der Ablagerung herrührenden Klüfte (z. B. Trocken- und Schwindrisse), unter „Schlechten“ die von gebirgsbildenden Druckkräften, unter „Rissen“ die von Zugkräften bei der Gebirgsbildung, unter „Drucklagen“ die vom Abbaudruck herbeigeführten Trennflächen verstanden werden. Gesteinsklüfte mit weißlicher Ausfüllung nennt der westfälische Bergmann allgemein „Kalk-

---

<sup>1)</sup> Vgl. Bergbau 1929, Nr. 31, S. 435 u. f.; A. Funke: Schlechten, Querlösen und durchgehende Risse im Kohlengebirge des Ruhrkohlenbeckens; — ferner Glückauf 1929, Nr. 47, S. 1752 u. f.; Ende: Die Bildung von Schlechten und Drucklagen in Steinkohlenflözen; — ferner ebenda 1931, Nr. 4, S. 117 u. f.; Becker: Die Abhängigkeit der Gewinnbarkeit der Kohle von tektonischen Einflüssen.

schnitte“, doch besteht die Ausfüllungsmasse nur bei stärkeren Klüften aus Kalk (bzw. Dolomit), im übrigen aus einer ton- oder talkartigen Masse, die das Ergebnis von Zerreißung durch Gebirgsbewegungen darstellt. Durch das Zusammenwirken dieser verschiedenen Klüfte werden die gefährlichen „Sargdeckel“ gebildet, von denen die Abbildungen 1 und 2<sup>1)</sup> Beispiele geben. Besondere Aufmerksamkeit verdienen auch die fremden Einlagerungen im Hangenden, die mit dem umgebenden Gestein nur lose zusammenhängen. Hervorzuheben sind hier die dem Steinkohlenbergmann bekannten „Konkretionen“ von Toneisenstein<sup>2)</sup> sowie die — vom Ruhrkohlenbergmann als „Kessel“ bezeichneten — Wurzelstöcke versteinelter Bäume, die häufig unmittelbar über dem Flöz ins Hangende eingebettet, von diesem aber durch einen dünnen, glatten Überzug kohligter Masse getrennt sind, so daß sie wegen ihrer sich nach oben verjüngenden Gestalt leicht herausfallen können (vgl. auch Abb. 168 auf S. 141)<sup>3)</sup>.

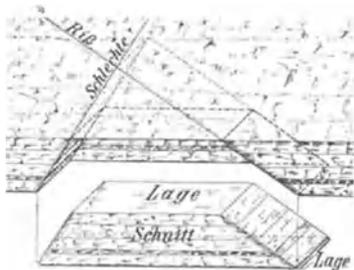


Abb. 1. Sargdeckel mit Trapezquerschnitt.

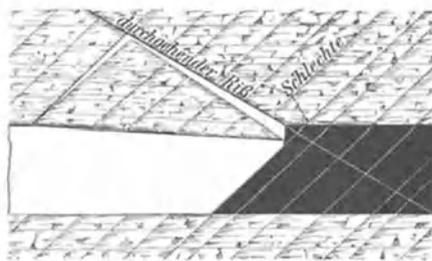


Abb. 2. Sich lösender Sargdeckel mit dreieckigem Querschnitt.

Die Gefahren eines gebrächen Gebirges sind im Laufe der letzten Jahrzehnte immer schärfer erkannt und gewürdigt worden, und dementsprechend hat die Schutzaufgabe des Ausbaues neuerdings mit Recht immer größere Bedeutung erhalten. Wie wichtig diese Aufgabe im Verhältnis zur Bekämpfung anderer Gefahren ist, zeigt Abb. 3. Nach dieser wurden im Durchschnitt der Jahre 1924—1929 im unterirdischen Betriebe des preußischen Steinkohlenbergbaues 27,72% der der Bergbehörde gemeldeten und 44,06% der tödlichen Unfälle allein durch Stein- und Kohlenfall herbeigeführt. Allerdings kann der Ausbau bei der Bekämpfung dieser Gefahr nicht alles tun; vielmehr hat der Bergmann auch eine Reihe von Vorsichtsmaßnahmen bei seiner Arbeit zu beachten, auf die am Schlusse dieses Abschnitts hingewiesen werden wird.

Gebrächem Gebirge sind lose und überhängende Massen gleich zu achten. Infolgedessen sind hierher auch Ausbauvorrichtungen zu rechnen, deren Zweck das Tragen des Bergeversatzes oder das Abfangen von Schweben bei steilerer Lagerung oder das Zurückhalten der Bruchmassen des alten Mannes in mächtigen Flözen ist.

<sup>1)</sup> Nach Bergbau 1930, Nr. 15, S. 218 u. 219; A. Funke: Kohle, Sargdeckel, wilder Stein und Fremdgesteine.

<sup>2)</sup> Glückauf 1924, Nr. 51, S. 1204 u. f.; Dr. Kukulik: Das Nebengestein der Steinkohlenflöze im Ruhrbezirk.

<sup>3)</sup> S. auch den in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von Funke, S. 215 u. f.

Andererseits ist freilich infolge des Vordringens des Bergbaues in größere Tiefen auch die Bekämpfung des Gebirgsdrucks durch den Ausbau immer wichtiger geworden und hat zu besonderen Maßnahmen geführt.

Gelegentlich werden mit dem Ausbau auch andere Zwecke verfolgt. So dient er öfter lediglich zum dichten Abschluß der Stöße, z. B. im Tonschiefergebirge zur Verhütung der das „Quellen“ begünstigenden Aufnahme von

überhaupt	Unfälle	tödlich
27,72 %	durch Steinfall	44,06 %
1,30 %	durch Gewinnungswerkzeuge und -maschinen	0,60 %
2,80 %	in Hauptschächten	6,96 %
8,90 %	in Blindschächten und Strecken im Einfallen	21,88 %
32,20 %	in söhligem Strecken	11,32 %
0,30 %	durch Sprengstoffe und Zündmittel	2,95 %
0,09 %	durch Gas- u. Kohlenstauberplosionen	5,02 %
0,05 %	durch Erstickung u. Vergiftung durch Gase	1,75 %
0,04 %	durch Grubenbrand	0,48 %
26,60 %	durch sonstige Ursachen	4,98 %

Abb. 3. Darstellung der Unfallgefahr nach ihren verschiedenen Ursachen im preußischen Steinkohlenbergbau für die Zeit von 1924—1929.

Feuchtigkeit aus den Wettern, in brandgefährlicher Kohle zum Abschluß des Luftsauerstoffes. Manchmal soll er auch die Verunreinigung der gewonnenen Kohle durch nachbrechende dünne Schieferlagen verhüten. Für diese Zwecke kommt es weniger auf die Stärke als vielmehr auf die Dichtigkeit des Ausbaues an. Besonders dicht muß der zur Fernhaltung der Gebirgswasser dienende Ausbau sein. Dieser wasserdichte Ausbau bildet eine Besonderheit des Schachtausbaues, wogegen er in Strecken nur vereinzelt Anwendung findet.

### b) Gebirgsdruck<sup>1)</sup>.

2. — **Vorbemerkung.** Der auf den Ausbau einwirkende Gebirgsdruck ist eine Größe, die sich jeder auch nur angenäherten Berechnung entzieht. Mit Sicherheit kann nur gesagt werden, daß es im Tiefbau ein aussichtsloses Unterfangen wäre, die ganze Last des über den Hohlräumen anstehenden Gebirges durch den Ausbau abfangen zu wollen. Eine einfache Rechnung für Fichtenholzstempel z. B. von 15 cm Durchmesser und 2 m Länge, in je 1 m Abstand gesetzt, von denen also jeder eine Fläche von 1 m<sup>2</sup> zu tragen haben würde, ergibt, daß schon eine Gesteinschale von 30 m Dicke jeden Stempel mit 30 m<sup>3</sup> Gestein, d. h. bei einem spezifischen Gewicht des Gesteins von 2,5 mit 30000 · 2,5 = 75000 kg belasten würde, während nach

<sup>1)</sup> Vgl. hierzu und zum folgenden auch die Erörterungen in Bd. I über „Gebirgsbewegungen im Gefolge des Abbaues“; — ferner Glückauf 1928, Nr. 22, S. 711 u. f.; Dr.-Ing. W. Haack: Die Erforschung des Gebirgsdrucks; — ferner ebenda 1929, Nr. 22, S. 735 u. f.; Dr. Bärtling: Gebirgsdruckwirkungen beim Abbau von Steinkohlenflözen; — ferner Berg- u. Hüttenmänn. Jahrb. (Leoben) 1928, S. 25 u. f.; Langecker: Gebirgsdruckerscheinungen im Kohlenbergbau usw.; — ferner Dr.-Ing. E. Seidl: Bruch- und Fließformen der technischen Mechanik und ihre Anwendung auf Geologie und Bergbau (Berlin, VDI-Verlag), 1930.

verschiedenen Versuchen ein solcher Stempel höchstens etwa 50000 kg tragen kann.

3. — Die verschiedenen Gebirgsarten und ihre wichtigsten Eigenschaften<sup>1)</sup>. Nach Zusammenhalt und Festigkeit lassen sich die für den Bergmann wichtigsten Gesteine in Anlehnung an die Einteilung, wie sie in Bd. I im Abschnitt „Gewinnungsarbeiten“ gegeben ist, in die nachstehende Übersicht eingliedern. Allerdings sind die einzelnen Gruppen nicht scharf geschieden, sondern durch zahllose Übergänge miteinander verbunden.

	Festigkeitsgrad				
	rollig	zäh	gebräch	fest	sehr fest
geschichtete Gebirgsarten	Sand, Kies, Schwimmsand	Lehm, Ton, Letten,	Glanzkohle, erdige Braunkohle, milder Mergel, Schieferton, Carnallit	Mattkohle, fester Mergel, Schiefer, Sandstein, Kalkstein, Steinsalz, Hartsalz	Grauwacke, Quarzit, Konglomerat
ungeschichtete (massige) Gebirgsarten	Bruchmassen im alten Mann	—	—	massiges Steinsalz, Massenkalk	Granit, Basalt, Porphy, Diabas

4. — Verhalten der unverfestigten Gebirgsarten. Die rolligen und zähen Gebirgsmassen gehören zu den noch nicht durch Druck und chemische Umwandlungen verfestigten Gebirgsarten. Bei den rolligen Gebirgsmassen tritt der Druck sofort in seiner ganzen Stärke an der unterhöhlten Stelle auf, und das Nachbrechen der hangenden Massen erfolgt, wenn man sich die Gebirgskräfte frei waltend vorstellt, schon nach Herstellung eines verhältnismäßig kleinen Hohlraumes (Abb. 4). Auf die Nachbarschaft des Hohlraumes wird also der lebendig gemachte Gebirgsdruck nicht übertragen; vielmehr tritt dort sogar eine gewisse Entlastung ein, da das Gebirge trichterartig nachrutscht und dadurch die Druckhöhe der seitlich vom

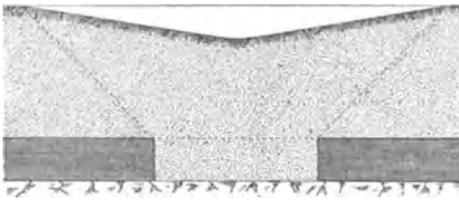


Abb. 4. Verhalten des Sandes über Hohlräumen.

Hohlraume noch anstehenden Massen verringert wird, andererseits die Stöße durch den Gegendruck der nachgerutschten Massen gestützt werden.

Im Gegensatz zu diesem Verhalten tritt bei Ton und anderen zähen Massen über kleineren Hohlräumen nur eine Durchbiegung auf, deren Maß mit der Erweiterung des Hohlraumes wächst. Die Wirkung des Gebirgsdruckes

<sup>1)</sup> Vgl. auch J. Hirschwald: Handbuch der bautechnischen Gesteinsprüfung (Berlin, Borntraeger), 1912; — ferner J. Stiny, Technische Gesteinskunde (Wien, J. Springer), 2. Aufl., 1929; — ferner Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1910, S. 418 u. f.; Nieß: Gebirgsdruck und Grubenbetrieb usw.

setzt also nicht ruckweise, sondern erst allmählich ein. Da die über dem Hohlraum hängende Masse mit der in der Nachbarschaft anstehenden in Zusammenhang bleibt (Abb. 5), so wird die durch das Gewicht der sinkenden Teile entstehende Zugspannung auf die anstehende Lagerstätte mit übertragen; der über dem Hohlraum frei gewordene Gebirgsdruck belastet also auch die Nachbarschaft mit einem Anteil des Gewichts der sinkenden Massen.

Zwischen rolligen und zähen Massen bestehen mancherlei Übergänge, die einmal durch die verschiedenen Korngrößen der rolligen Massen, anderseits durch deren verschiedenen Wassergehalt bedingt werden. Je grobkörniger und trockener die rolligen Gebirgsarten sind, um so reiner kommt das in Abb. 4 veranschaulichte Verhalten zur Geltung; je feinkörniger und wasserreicher diese Schichten auftreten, um so mehr nähern sie sich dem durch Abb. 5 dargestellten Verhalten. Besondere Erwähnung verdient der vom Bergmann gefürchtete Schwimmsand (Fließ, Fließsand, Schluffsand), ein äußerst feinkörniger oder mit Ton vermischter Sand, der das Wasser in zahllosen kapillaren Hohlräumen festhält und mit ihm eine zähe Masse bildet, die aber durch Hinzutreten von Wasser in fließende Bewegung gebracht werden kann.

##### 5. — Verhalten der verfestigten Gebirgsarten.

Feste, geschichtete Gesteine weisen (ähnlich wie Holz u. dgl.) quer zur Schichtung einen schwächeren Zusammenhalt auf als in der Ebene der Schichtfläche. Und zwar ist dieser Unterschied um so schärfer ausgeprägt, je dünnbänkiger der Schichtenbau ist. Ungeschichtete, verfestigte Gesteine zeigen durchweg, mögen sie aus wässriger Lösung niedergeschlagen oder aus schmelzflüssigem Zustande erhärtet sein, kristallinische Beschaffenheit und daher infolge der Verzahnungswirkung beim Ineinandergreifen der einzelnen Kristalle eine gewisse Zähigkeit, zu der bei den Erstarrungsgesteinen eine große Festigkeit hinzutritt. Ihr Zusammenhalt ist an und für sich nach allen Richtungen hin gleichmäßig, wird aber vielfach (besonders auffällig beim Basalt) durch Absonderungsklüfte gestört.

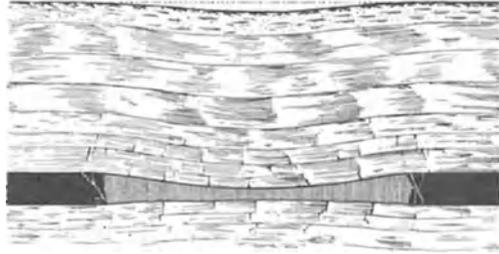


Abb. 5. Verhalten des Tons über und unter Hohlräumen.

Übergänge zwischen geschichtetem und massigem Gestein ergeben sich, wenn die Schichtgesteine in dicken Bänken auftreten. Hierhin gehören z. B. manche Sandsteine, und auch beim Steinsalz tritt häufig die Schichtung so sehr zurück, daß man den Eindruck eines Massengesteins erhält.

Nach den Haupteigenschaften der verfestigten Gesteine können die vier Hauptgruppen der granitartigen, sandsteinartigen, tonschieferartigen und steinsalzartigen Gesteine unterschieden werden.

Die granitartigen Gesteine (Granit, Porphy, Diabas) sind wegen ihres kristallinischen, gleichmäßigen und dichten Gefüges als „zäh“ zu bezeichnen, zeigen aber eine gewisse Elastizität. Sie ertragen, soweit nicht Absonderungs- und andere Klüfte ihren Zusammenhalt stören, ein weitgehendes Bloßlegen durch Herstellung von Hohlräumen, ehe sie in diese nachbrechen. Das Nach-

brechen in „Glocken“ (Abb. 6) ist hier besonders ausgeprägt, da es nicht durch die Schichtung beeinträchtigt wird. Bei dem innigen Zusammenhalt der ganzen Masse kann das Zubruchgehen, von dem Losspringen einzelner Schalen abgesehen, in nur wenigen Stufen oder gar in einem einzigen Vorgang sich abspielen.

Die sandsteinartigen Gesteine (Sandstein, Sandschiefer, Quarzit, Konglomerat) können als vorwiegend „spröde“ bezeichnet werden, entbehren jedoch nicht einer gewissen Elastizität, die von dem die einzelnen Körner verkittenden Bindemittel abhängt und z. B. bei kalkigem und tonigem Binde-

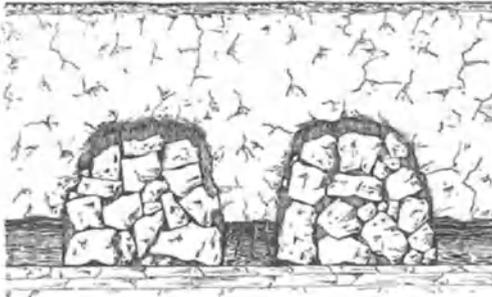


Abb. 6. Glockenbildung in granitartigen Gesteinen.

mittel größer als bei kieseligem ist. Auch diese Gesteine neigen zur Glockenbildung, d. h. sie brechen über den Hohlräumen in glockenartigen, sich nach oben hin allmählich verengenden Weitungen aus. Dieser Bruchvorgang wird durch die Art der Schichtung beeinflusst (Abb. 7). Er pflegt nämlich in eine um so größere Anzahl von Stufen



Abb. 7. Glockenbildung in sandsteinartigen Gesteinen.

zerlegt zu werden, je dünnbänkiger die Schichtung ist. Auch hängt der Senkungsvorgang im einzelnen von der Mächtigkeit der einzelnen Schicht ab: mächtige Bänke können lange Zeit hängen bleiben, gehen dann aber unter sehr heftigen, erdbebenartigen Erschütterungen zu Bruch, die die ganzen umliegenden Baue in Mitleidenschaft ziehen und unter Umständen kilometerweit in der Umgegend an der Erdoberfläche verspürt werden können<sup>1)</sup>. Die für den oberschlesischen Bergbau besonders wichtige Untersuchung der Ursachen und Wirkungen solcher Gebirg-

schläge hat hier zur Einrichtung besonderer Erdbebenwarten („Oberschlesische erdwissenschaftliche Landeswarte“ mit verschiedenen Außenstellen) für diesen Zweck geführt. Dünnere Bänke dagegen brechen rascher und mit weniger kräftigen Begleiterscheinungen nach.

Weitere gewaltsame Erscheinungen bei der Überbeanspruchung solcher Gesteinsarten sind das explosionsartige Abplatzen der durch Biegung aufs

<sup>1)</sup> Vgl. auch Bd. I dieses Werkes, 6. Aufl., S. 488, und das dort angeführte Schrifttum; — ferner Coal Age 1924 II, Nr. 19, S. 641 u. f.; Ashmead: Bumps and shocks disturb Johnson colliery; — ferner Glückauf 1931, Nr. 5, S. 149 u. f.; Dr. A. Gaertner: Die Entspannung des Gebirges und der Gase durch den Bergbau.

äußerste gespannten untersten Schicht oder Schale sowie das Absprennen von Schalen von dem Umfange der Glocke an ihrem Fuße, also gewissermaßen von den Widerlagern des Gewölbes, infolge der Zusammenpressung der weiter im Innern liegenden Massen, die sich seitlich nach den freien Flächen hin auswirkt. Diese Erscheinungen werden als „Berg-“ oder „Pfeilerschüsse“ bezeichnet. Sie werden besonders im oberschlesischen Steinkohlenbergbau beobachtet, treten aber auch beim Auffahren der großen Alpentunnel in massigen Gesteinen auf.

Ganz anders verhält sich die Klasse der tonschieferartigen Gesteine (Tonschiefer, Schieferton u. dgl.). Sie sind als „mild und zäh“ zu bezeichnen und werden wegen ihrer milden Beschaffenheit durch den mit wachsender Tiefe zunehmenden Gebirgsdruck weit stärker beeinflusst als die anderen

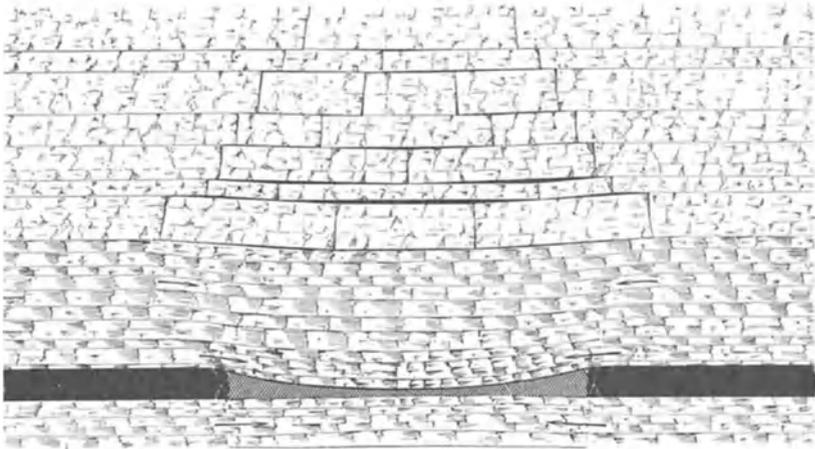


Abb. 8. Seitliches Abwandern von Schiefertonmassen unter starkem Druck.

Gebirgsarten. Bei geringen Tiefen biegen sich wie beim Ton (Abb. 5 auf S. 5) die hangenden Schichten einfach durch und zeigen so das Bestreben, die Hohlräume ohne Bruch wieder auszufüllen. Überschreitet aber der Gebirgsdruck eine gewisse Grenze, so zeigen diese Gesteinsarten die Eigentümlichkeit eines langsamen Fließens, d. h. einer Umformung mit Hilfe zahlloser kleiner Bruchflächen, die es dem Gestein ermöglichen, gemäß Abb. 8 von den Stellen höheren zu denjenigen geringeren Druckes abzuwandern. Das Ergebnis einer solchen Bewegung zeigt Abb. 9 nach einer Lichtbildaufnahme<sup>1)</sup>. Die Stauchung der Gesteinsmassen über der Firste ist teilweise aus der Auflockerung des Gebirges der Entspannungszone (Ziff. 9), teilweise aus dem Hereinpressen von Gebirgstteilen von den Seiten her zu erklären.

Eine bekannte Erscheinung, die bei tonschieferartigem Gestein in größeren Tiefen auftritt, ist das „Quellen“ des Liegenden, wie es Abb. 8 veranschaulicht. Es erklärt sich in der Hauptsache durch den Druck, den die Stöße auf das Liegende ausüben und durch den dieses innerhalb des Hohlräumcs hochgepreßt wird.

<sup>1)</sup> Bergbau 1930, Nr. 9, S. 124; O. van Rossum: Faltungserscheinungen als Folge des Bergbaues.

Der Hohlraum wird also sowohl durch das Durchbiegen und die Auflockerung des Hangenden wie auch durch das Quellen des Liegenden allmählich und ohne gewaltsame Vorgänge zgedrückt. In größeren Tiefen wirkt außerdem auch das geschilderte Fließen der Schiefermassen bei dieser Ausfüllung mit.

Diese Druckerscheinungen können durch die Einwirkung von Wasser auf den Schieferton noch wesentlich verstärkt werden, indem dieses ihn nicht nur weich und plastisch macht, sondern auch von ihm in gewissem Umfange aufgesaugt wird und dadurch seine Raumbeanspruchung vergrößert, worauf ja auch der Ausdruck „Quellen“ hinweist<sup>1)</sup>.

Die steinsalzartigen Gesteine, zu denen auch manche Kalkarten gerechnet werden können, zeigen wegen ihres dichten kristallinen Gefüges



Abb. 9. Faltung als Ergebnis der Auflockerung und der Seitenwanderung gepreßter Gesteinsmassen.

und innigen Zusammenhalts ein Verhalten, das dem der granitartigen Gesteine ähnlich ist. Jedoch ist ihre Elastizität sowohl wie ihre

Druckfestigkeit geringer, so daß sie einen Übergang zu den tonschieferartigen Gesteinen bilden. Auch bei ihnen tritt Glockenbildung ein. Auf die Größe der in ihnen möglichen Hohl-

räume ist bereits im Abschnitt „Abbau“ (Bd. I, S. 481) hingewiesen worden.

Im großen und ganzen ergibt sich hiernach als eine für den Bergmann anschauliche Einteilung diejenige in Gesteine, bei denen die Decke des Hohlraumes konkav (unter Glockenbildung) nachbricht, und solche, bei denen die Decke konvex (unter Ausfüllung des Hohlraumes) nachdrückt. In der ersten Gruppe bestehen noch Unterschiede hinsichtlich der Begrenzung der Glocken und ihrer Ausfüllung durch das hereinbrechende Gebirge. Je massiger ein Gebirge ist, um so mehr nähert sich die Glocke der Form eines parabolischen Gewölbes (Abb. 6), wogegen in geschichteten Gesteinen (Abb. 7) treppenförmige Begrenzung die Regel bildet. Und je dickbänkiger im letzteren Falle die Schichtung ist, um so weniger tritt eine Auflockerung der hereingebrochenen Massen, um so später also auch eine Stützung des Gewölbes durch diese ein, wie der Gegensatz der beiden hereingebrochenen Bänke in Abb. 7 veranschaulicht.

<sup>1)</sup> Vgl. Berg- u. Hüttenmänn. Jahrbuch (Leoben) 1925, H. 3, S. 105 u. f.; L. Jesser: Raumänderungen beim Quellen von Gesteinen; — ferner Glückauf 1927, Nr. 48, S. 1757 u. f.; Dr. A. Fuchs: Änderung physikalischer und chemischer Eigenschaften von Gesteinen bei Wasseraufnahme.

Über die Druckfestigkeiten einiger Gesteine<sup>1)</sup> unterrichten die nachstehenden Zahlen, die gleichzeitig zeigen, daß (je nach der Zusammensetzung und Entstehungsweise des Gesteins, nach seiner Beanspruchung durch Gebirgsbewegungen, chemische Einwirkungen u. dgl.) sehr erhebliche Unterschiede zwischen den Höchst- und Mindestwerten bestehen. Für die Druckfestigkeit des für den Kohlenbergmann wichtigen Schiefertons liegen noch keine zuverlässigen Messungen vor, da diese sehr schwierig anzustellen sind.

Die Zugfestigkeiten sind gemäß den in Ziff. 85 (S. 95) genannten Zahlen wesentlich geringer. Die Biegezugfestigkeiten können nach Hanisch<sup>2)</sup> etwa mit dem  $2\frac{1}{2}$  fachen Betrage der Zugfestigkeit gerechnet werden; sie schwanken im Mittel zwischen 35 kg/cm<sup>2</sup> für Sandstein und 190 kg/cm<sup>2</sup> für Porphy.

#### Druckfestigkeit von Gesteinen in kg/cm<sup>2</sup>.

	größte	kleinste
Granit .....	2040	1230
Basalt .....	4570	920
dichter Kalkstein ...	1920	390
Sandstein .....	1840	290
Tonschiefer .....	850	250
Kohle <sup>3)</sup> .....	290	35

Jedoch sind für die Beurteilung der Druckfestigkeit der Stöße in Bergbauhohlräumen diese durch Pressen von Würfeln zwischen zwei Druckflächen gewonnenen Zahlen nicht ausschlaggebend, da im Grubenbetrieb die Gesteine in der Regel allseitig eingespannt sind bzw. nur eine oder zwei freie Flächen haben und unter solchen Druckverhältnissen bedeutend widerstandsfähiger sind.

Wichtig ist außerdem die Zusammendrückbarkeit der Gesteine, für die O. Müller durch Versuche im geschlossenen Zylinder beispielsweise untenstehende Zahlen gefunden hat, die insbesondere die starke Zusammendrückbarkeit der Kohle zeigen.

Da diese Raumverminderung zum großen Teile elastisch ist (insbesondere bei Sandstein und gewissen Kohlenarten), so erzeugt sie die Wirkungen, die man als „latentes Arbeitsvermögen“ der Gesteine zusammenzufassen pflegt und die sich besonders augenfällig in den vorhin erwähnten Pfeilerschüssen äußern.

Druck in kg/cm <sup>2</sup>	Zusammendrückung in % bei		
	Sandstein	Tonschiefer	Kohle
200	0,19	0,16	0,63
300	0,27	0,20	0,83
500	0,40	0,32	1,25
1000	0,57	0,71	2,22

Günstig für den Bergmann ist, daß die Gebirgsbewegungen infolge der Überwindung des Widerstandes und der Reibung innerhalb der Gebirgsschichten eine gewisse Zeit brauchen. Man kann also im Abbau durch beschleunigtes Vortreiben der Stöße dem stärksten Drucke ausweichen und in Strecken unter Umständen einen starken Ausbau vor dem Eintreten des Hauptdruckes fertigstellen.

6. — Gebirgsdruck und Teufe. Für die Bedeutung der Teufe für den Gebirgsdruck ist zunächst die Art der Beanspruchung des Gebirges

<sup>1)</sup> Wegen der Ermittlung der Druckfestigkeit und anderer Eigenschaften der Gesteine bei zweiseitigem und allseitigem Druck vgl. Glückauf 1930, Nr. 47, S. 1601 u. f.; O. Müller: Untersuchungen an Karbongesteinen zur Klärung von Gebirgsdruckfragen.

<sup>2)</sup> S. den in Anm. <sup>1)</sup> genannten Aufsatz, S. 1606 u. f.

<sup>3)</sup> Vgl. das auf S. 4 in Anm. <sup>1)</sup> angeführte Werk von J. Stiny, S. 453.

in der Umgebung der Hohlräume und sodann seine Beschaffenheit wichtig.

Die Beanspruchung des Gesteins ist offenbar in der Firste eine andere als an den Stößen, indem die Firste auf Biegung beansprucht wird, die Stöße dagegen eine Druckbeanspruchung auszuhalten haben.

Die Beschaffenheit und Ablagerung des Gebirges kommt in dem verschiedenen Widerstande zum Ausdruck, den es beiden Arten von Kräften entgegensetzt. Sandstein und granitartige Gesteine werden bei genügender Ausdehnung des Hohlraumes gewölbeartig nachbrechen und so die Firste — sowohl infolge der Verengung des Raumes nach oben hin als auch infolge seiner Stützung durch die aufgelockerten Bruchmassen — mit weiterem Nachbrechen mehr und mehr entlasten, die Stöße dagegen in gleichem Maße zunehmend belasten. In einer gewissen Tiefe, die je nach der Druckfestigkeit des in den Stößen anstehenden Gebirges wechselt, wird dann die Grenze der Tragfähigkeit der Stöße erreicht. Liegt die Druckfestigkeit z. B. bei einer Belastung von 1000 kg je cm<sup>2</sup>, so wird der Grenzdruck durch die unmittelbar über der Flächeneinheit anstehende Gesteinsmasse zwar erst bei 4000 m Teufe erreicht<sup>1)</sup>. Infolge des Gewölbedruckes auf die Widerlager wird aber der Stoßdruck um die hinzutretende Gewölbelast erhöht und dadurch diese Teufengrenze nach oben verschoben. Daher kann bei starker Schwächung des Widerlagers durch Vergrößerung des Hohlraumes auch bei granitartigen (und ähnlich auch bei sandsteinartigen) Gesteinen die Druckbeanspruchung der Stöße schon in mäßigen Teufen deren Druckfestigkeit überschreiten. Sobald diese Grenze erreicht ist, macht sich die Überlastung der Stöße bemerklich, und zwar bei schieferonartigem Verhalten der Stöße durch mehr oder weniger rasches Hineinwandern der Massen in den Hohlraum (Abb. 8 u. 9), bei sandsteinartigem Verhalten durch gewaltsames, explosionsartiges Absprengen der äußeren Schalen, bei steinsalzartigem Verhalten durch ruhiges Abdrücken solcher Schalen. Die Überlastung der Stöße in Kohlenflözen hat Ruff<sup>2)</sup> durch Versuche nachgewiesen, die durch Bohrungen in der Kohle ein höheres spezifisches Gewicht der weiter im Innern anstehenden Kohle ergeben haben, während diese nach dem Hohlraum hin sich unter Reißbildung entspannen konnte.

Die Überlastung der Stöße wird sich bei gleicher Gebirgsbeschaffenheit um so stärker bemerklich machen, je größer ihre Höhe ist; sie wird also besonders beim Abbau mächtiger Lagerstätten hervortreten.

In schieferonartigem Gebirge wird Gewölbebildung nicht eintreten. Vielmehr wird die einzelne Schicht sich durchbiegen und ohne große Auflockerung in den Hohlraum hineinsenken. Die Stöße werden dabei infolge der von den niedergehenden Massen nach den Seiten hin ausgeübten Zugwirkung

<sup>1)</sup> Da die Gesteine im großen und ganzen ein spezifisches Gewicht von 2,5 haben, so entspricht einer Atmosphäre (= 10 m Wassersäule) eine Gesteinsäule von  $\frac{10}{2,5} = 4$  m.

<sup>2)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1927, S. B 301 u. f.: Untersuchungen über die Entstehung und Bekämpfung der Kohlensäureausbrüche im niederschlesischen Steinkohlenbezirk. — Vgl. auch Glückauf 1928, Nr. 26, S. 873 u. f.; Dr.-Ing. Spackeler: Die sogenannte Druckwelle

eine Zusatzbeanspruchung erhalten, die aber wesentlich unter dem Widerlagerdruck bei der Gewölbebildung bleibt. Daher wird auch mit der Vergrößerung der Hohlräume die Druckbelastung der Stöße nicht zunehmen.

Treten, wie das im Steinkohlengebirge die Regel bildet, Tonschieferschichten in Verbindung mit Sandsteinschichten auf, so wird es gleichfalls in der Regel nicht zur Bildung eines Druckgewölbes kommen, da die Tonschieferschichten in den größeren Tiefen durch das „Abfließen“ nach dem Hohlraum hin, in den oberen Schichten durch ihre Durchbiegung die sie unterlagernden Sandsteinschichten zum Hereinbrechen bringen werden.

Im allgemeinen wird die Wirkung der zunehmenden Teufe sich bei den glockenbildenden Gesteinen mehr in der wachsenden Stoßbeanspruchung, bei den plastisch-zähen Gesteinen auch in wachsendem Firstendruck äußern.

**7. — Beeinflussung des Gebirgsdruckes durch gebirgsbildende Vorgänge.** Die in Ziff. 5 besprochenen Festigkeitsverhältnisse können durch Einwirkungen, die mit der Gebirgsbildung zusammenhängen, geändert worden sein. Zunächst steigern in allen Fällen Gebirgstörungen den Gebirgsdruck, indem sie einerseits den Gebirgskörper in eine Anzahl selbständig verschiebbarer Schollen zerlegen, andererseits durch die Gewaltbarkeit der mit ihnen verknüpften Gebirgsbewegungen das Gebirge in ihrer Umgebung zerdrücken und zerreiben und so seiner Festigkeit berauben. Diese letztere Erscheinung ist besonders in der Nähe von Überschiebungen zu beobachten, die vielfach gefürchtete Druckstreifen bilden. Ferner wird durch kleinere Spalten aller Art der natürliche Zusammenhang der Gesteine unterbrochen, so daß Stücke aus der Decke des Hohlraumes sowohl wie aus seinen Stößen herausbrechen können. Solche Spalten können sein: Trocken- oder Schwindrisse bei den sandstein- und tonschieferartigen, Schrumpfrisse bei den granitartigen Gesteinen, Auswaschungsklüfte bei den Kalksteinarten, Druckspalten infolge von Faltungerscheinungen bei allen Gesteinen<sup>1)</sup>.

Die Faltungerscheinungen sind überhaupt für den Gebirgsdruck von besonderer Bedeutung. Ist die Faltung so stark gewesen, daß sie das Gefüge der Gesteine zerstört hat, so zeigen sich diese in den Mulden- und Sattelbiegungen stark zerrüttet und zerklüftet, so daß man hier auch bei sonst gutartigem Gebirge mit starkem Drucke zu kämpfen hat. Bei schwächerer Faltung kann in einigermassen elastische Gesteine, wie Sandstein und Sand-schiefer, ein Spannungszustand gekommen sein, in dem sie so lange verharren müssen, wie sie von den benachbarten Schichten fest umschlossen bleiben. Sobald sie aber durch den Bergbau freigelegt werden, kann diese „aufgespeicherte“ Spannung sich auslösen, indem unter starken Erschütterungen Brüche eintreten. Besonders heftig können solche Brucherscheinungen dann werden, wenn eine flache Sattelbiegung vorliegt. Hier tritt nämlich zu dieser Biegungsspannung noch diejenige eines natürlichen Gewölbes, das dem von oben nachdrückenden Gesteinsgewicht länger Widerstand leisten kann, schließlich aber mit um so größerer Heftigkeit nachgibt, so daß regelrechte „tektonische Erdbeben“ entstehen können.

<sup>1)</sup> Über letztere Spalten vgl. die auf S. 1 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsätze.

8. — Gebirgsdruck und Abbau<sup>1)</sup>. Für die Wirkung des Abbauverfahrens auf den Gebirgsdruck ist in erster Linie der Unterschied wichtig, ob mit oder ohne Bergeversatz abgebaut wird. Jedoch besteht auch hier wieder eine gewisse Verschiedenheit zwischen sandstein- und tonschieferartigen Hangendschichten. Bei den sandsteinartigen Gesteinen tritt wegen der Gewölbewirkung der Stoßdruck im Abbau im Vergleich zum Firstendruck stärker in den Vordergrund. Der letztere wird nur durch das „unmittelbare Hangende“, d. h. durch den innerhalb der Wölbung niedergehenden Teil der Gebirgsmasse ausgeübt, der bis zum Bruch nach Art des sich einseitig durchbiegenden Balkens wirkt, und wird um so stärker, je weiter die Wölbung gespannt ist, weshalb man ihn z. B. im oberschlesischen Bergbau durch Beschleunigung des Hereinbrechens dieser Massen zu verringern sucht. Der Widerlagerdruck äußert sich außer durch die Belastung der Stöße auch in den benachbarten, in der Lagerstätte getriebenen Strecken, so daß sich in diesen vielfach ein dem Abbau vorausseilender Druck bemerklich macht. Soll der Versatz das Hangende tragen, um dem Firstendruck zu begegnen, so muß er sehr sorgfältig und sehr dicht ausgeführt werden. Dieser Forderung wird bei flacher Lagerung nur der Spül- und der Blasversatz (vgl. 8. Abschnitt, Ziff. 44) einigermaßen gerecht, obwohl auch in zugespülten Abbauräumen noch Biegungsspannungen in das Hangende hineinkommen können, die sich in starkem Druck auf die anstehende Lagerstätte äußern<sup>2)</sup>. Solange das unmittelbare Hangende nicht fest auf dem Versatz aufruht, lastet sein ganzer Druck noch auf dem Flözstreifen in der Nachbarschaft des Abbaustoßes, bis eine Bruchspalte aufreißt und das Hangende sich auf den Versatz setzt. Infolge dieser immer nur von Zeit zu Zeit sich auslösenden Spannungen entstehen lange Druckwellen.

Im Schiefertongebirge tritt der Gegensatz zwischen dem unmittelbaren Hangenden und den darüber folgenden Schichten zurück, da alle Schichten sich — wenn auch je nach ihrer Dicke verschieden stark und schnell — durchbiegen. Es entstehen kurze Druckwellen, d. h. die Druckverhältnisse in Firste und Abbaustoß bleiben wesentlich gleichmäßiger als bei sandsteinartigem Gebirge. Ein dem Abbau vorausseilender Druck auf benachbarte Strecken macht sich nicht bemerkbar. Dagegen ist der unmittelbare Stoßdruck stärker als im Sandsteingebirge, da er sich nicht wie in diesem auf eine breitere Fläche verteilt. Der Versatz kann in diesem Gebirge auch bei mangelhafter Ausführung den Stoß schon erheblich vom Druck entlasten. So hat man

<sup>1)</sup> Vgl. den auf S. 10 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz von Dr.-Ing. Spackeler; — ferner Glückauf 1916, Nr. 48, S. 1025 u. f.; Weber: Der Gebirgsdruck als Ursache für das Auftreten von Schlagwettern usw.; — ferner ebenda 1929, Nr. 14, S. 461 u. f.; Dr.-Ing. Spackeler: Der Nutzdruck als Abbaufolge; — ferner ebenda 1929, Nr. 51, S. 1753 u. f.; Dr.-Ing. Spackeler: Druck auf den Kohlenstoß; — ferner ebenda 1928, Nr. 29, S. 977 u. f.; Dr.-Ing. G. Gillitzer: Das Wesen des Gebirgsdruckes und dessen Ausnutzung beim Abbaubetriebe des Mansfelder Bergbaues; — ferner Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt- und Sal.-Wes. 1929, S. B 77 u. f.; Hatzfeld: Die Bedeutung des Bergeversatzes; — ferner ebenda S. B 99 u. f.; Schlattmann: Die Maßnahmen zur Bekämpfung des Steinfalls im englischen Steinkohlenbergbau.

<sup>2)</sup> Glückauf 1910, Nr. 34, S. 1287; Ackermann: Wirkungen des Abbaues mit Sandspülversatz usw.

z. B. auf Zeche Vondern in einer Entfernung von 1 m vom Kohlenstoß eine Senkung des Hangenden von 2,5 cm in 24 Stunden beobachtet<sup>1)</sup>. Demgemäß hat man es dann auch in der Hand, durch entsprechend rasches Nachführen des Versatzes nicht nur das für die Hauer gefährliche Durchbrechen des Hangenden am Stoß zu verhüten, sondern auch den Druck auf die Kohle so zu regeln, daß er gerade groß genug bleibt, um den Hauern die Arbeit zu erleichtern, aber klein genug wird, um die Kohle stückreich gewinnen zu lassen. Der Steinkohlenbergmann hat in dieser Beherrschung des Gebirgsdrucks von den Mansfelder Bergleuten gelernt, die diese Kunst in jahrhundertelanger Übung ausgebildet haben.

Zu diesen unmittelbaren Druckwirkungen treten nun noch die Bewegungen, die gemäß den Erörterungen unter Ziff. 9 im unmittelbaren Hangenden über dem freien Abbauhohlraum dadurch herbeigeführt werden,

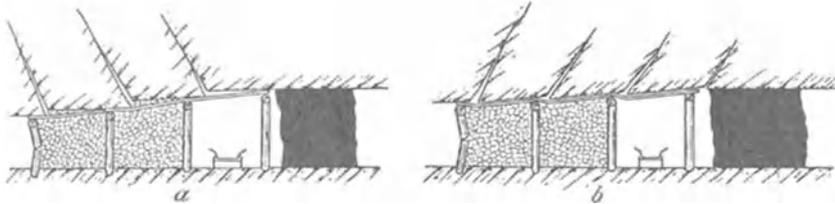


Abb. 10a u. b<sup>2)</sup>. Setzrisse im Hangenden.

daß dieses sich entspannt und dadurch seinen Rauminhalt nach dem Hohlraum hin vergrößert, also einen Eigendruck erzeugt. Man bezeichnet diese Erscheinung, soweit sie auf elastischer Dehnung (vgl. Ziff. 5) beruht, als das „latente Arbeitsvermögen“ der Gesteine, das demgemäß sich um so stärker äußert, je größer die Elastizität der Gesteinsart ist. Darüber hinaus tritt bei gebräuchlichen Gesteinen eine Auflockerung durch Aufblättern ein. Die Wirkungen dieser Bewegungen äußern sich verschieden, je nachdem mit und ohne Versatz gebaut wird, und je nach der Entfernung zwischen Versatz und Abbaustoß.

Die unmittelbaren und mittelbaren Druck- und Entspannungswirkungen im Gefolge des Abbaues führen weiterhin zur Bildung von Rissen im Hangenden. Solche Risse können gemäß Abb. 10a gegen den Abbaustoß hin geneigt sein; sie sind in dieser Ausbildung in Sandsteinhangendem beobachtet worden und lassen die fortschreitende Gewölbebildung mit Abreißen der inneren Gewölbeschalen erkennen. Außerdem können Risse dieser Art nach Späckeler<sup>3)</sup> dadurch entstehen, daß infolge der Entspannung des Hangenden über dem Abbauhohlraum eine Auflockerung der hangenden Schichten eintritt und dadurch beim Absinken dieser Schichten, da der festgedrückte Versatz kein Ausweichen gestattet und sie so zwischen Versatz und Stoß eingeklemmt werden, Stauchungsrisse entstehen, die von kleineren Überschiebungen begleitet

<sup>1)</sup> Kohle und Erz 1929, Nr. 15, S. 649 u. f.; Dr.-Ing. Natter: Zur Planmäßigkeit des Bergeversatzes usw.

<sup>2)</sup> Bergbau 1930, Nr. 47, S. 694; G. C. Kindermann; Die Bedeutung von Setzrisse für die Pflege des Hangenden.

<sup>3)</sup> S. den auf S. 12 in Anm. <sup>1)</sup> an 3. Stelle angeführten Aufsatz, S. 1758.

sind; hier würde es sich dann um Druckrisse gegenüber den in Abb. 10 a dargestellten Zugriszen handeln. Ferner können durch den starken Kämpferdruck, wie er bei Gewölbebildungen auf den Abbaustoß wirkt, bei keilförmiger Ausbildung des Gewölbefußes Querkkräfte entstehen, die zur Bildung von „Druckschlechten“ im Hangenden und in der Lagerstätte führen, wie sie Gillitzer für den Mansfelder Bergbau genau untersucht hat<sup>1)</sup>. Auch diese Druckschlechten fallen dann gemäß ihrer Entstehung dem Abbaustoße zu; sie stehen um so steiler und treten um so dichter gedrängt auf, je weiter sich das Abbauggebiet ausdehnt<sup>2)</sup>. Ein anderes Bild zeigen die in Abb. 10 b dargestellten Setzrisse, wie sie auf einer Ruhrkohlenzeche in solchem Hangenden gefunden worden sind, das aus zähen und plastischen Schichten bestand. In diesem Falle scheint es sich um Zugrisse zu handeln, wie sie gemäß Abb. 8 auf S. 7 durch seitliches Abwandern der Hangendschichten nach dem Hohlraum hin entstehen.

9. — Gebirgsdruck und Streckenbetrieb<sup>3)</sup>. Hier nehmen die Flözstrecken eine besondere Stellung ein, indem sie sowohl vom Gebirgsdruck betroffen werden, als auch zu seiner Entstehung beitragen. Die erstere Wirkung tritt bei allen Flözstrecken, unabhängig vom Gebirge, ein. Eine Beunruhigung des Gebirges durch die Strecken ist vorzugsweise beim Pfeilerbruchbau zu verzeichnen, wo durch das Treiben der Abbaustrecken sehr unerwünschte Druckerscheinungen verursacht werden können. Werden dagegen die Strecken erst mit dem Abbau vorgetrieben, so wird zwar in nicht sehr mächtigen Flözen durch das Nachschießen des Nebengesteins — mag es nun im Hangenden oder Liegenden erfolgen — das Gebirge erschüttert und sein Zusammenhang unterbrochen. Jedoch äußert sich diese Wirkung in flacher Lagerung beim Abbau ohne Versatz oder in sandsteinartigem Gebirge, soweit das Nachreißen des Hangenden in Betracht kommt, nicht ungünstig, da dann ein beschleunigtes Niedergehen des Hangenden hinter dem Abbaustoß erwünscht ist; hier vermehrt man ja in der Tat die Strecken auch durch das Nachschießen von Blindörtertern. Bei steilem Einfallen dagegen ist ein solches Einschneiden in den Gebirgsverband, das ihm seine Stütze gegen die in der Fallrichtung wirkenden Schubkräfte entzieht, nachteilig.

Die nicht im Druckbereich eines Abbaugbietes liegenden Strecken im Flöz entziehen dem Hangenden in ihrer Breitenerstreckung die Unterstüzung. Da das Gesamtgewicht der Gebirgsmassen nicht geändert wird und der über der Streckenfirste liegende Streifen des Gebirges nicht in seiner Gesamtheit nachsinkt, so tritt ein gewisser Zusatzdruck auf die Stöße auf, die einen mehr oder weniger großen Anteil der Gebirgslast über der Strecke mit zu übernehmen haben. Dieser Stoßdruck nimmt also mit wachsender Tiefe zu. Dagegen wird die Firste mit wachsender Tiefe nicht zunehmend belastet,

<sup>1)</sup> S. den auf S. 12 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz.

<sup>2)</sup> Vgl. auch Glückauf 1930, Nr. 45, S. 1552 u. f.; E. Thiele: Abbaudruck und Druckschlechten.

<sup>3)</sup> Vgl. J. Maercks: Bergbaumechanik (Berlin, J. Springer), 1930, S. 56 u. f. — Der Begriff „Strecken“ ist hier und im folgenden in weitestem Sinne zu verstehen, indem er nicht nur streichende Strecken, sondern auch schwebende und einfallende Strecken aller Art und Querschläge umfaßt.

weil der mit parabolischem Querschnitt nachsinkende Teil des Gebirgskörpers eine gewisse Höhe nicht überschreitet. Ähnliches gilt für den Sohlendruck. Es entstehen also in Firste und Sohle entspannte Gebirgskörper, deren Höhenstreckung allerdings je nach der Gesteinsart und dem Fallwinkel verschieden groß ist. Ihr Gewicht muß durch den Ausbau abgefangen werden. Auf diese Erscheinung hat bereits vor Jahrzehnten der Markscheider Trompeter<sup>1)</sup> aufmerksam gemacht. Er bezeichnete das Ausdehnungsbestreben des Gebirges in diesen entspannten Gesteinskörpern als „Expansivkraft“. Diese entspannten Teile im Hangenden können unter einigermaßen günstigen Verhältnissen durch Nachreißen beseitigt werden<sup>2)</sup>, so daß dann nur noch der Stoßdruck und ein — je nach der Art des Nachreißen verschieden groß — Teil des Sohlendrucks übrigbleibt. Die durch dieses Nachreißen ermöglichte Entlastung der Firste gewinnt in größeren Tiefen noch dadurch an Bedeutung, daß die Druckfestigkeit von weicheren Gebirgsschichten, die oberhalb der Streckenzimmerung anstehen, überschritten wird und damit das durch Abb. 9 veranschaulichte seitliche Abwandern solcher Gesteinsmassen mit entsprechendem Druck auf die Kappen eintritt.

Querschläge zeigen grundsätzlich ein ähnliches Verhalten. Jedoch ändern sich in ihrer Firste infolge des Wechsels der durchfahrenen Gesteinschichten die Druckverhältnisse fortwährend, indem der entspannte Gebirgskörper in seiner Höhe ständig wechselt.

Durch einen in ihrer Nachbarschaft umgehenden Abbau werden die Querschläge bei flacher Lagerung stärker als bei steiler in Mitleidenschaft gezogen, weil im letzteren Falle der Druck sich nur auf geringen Längen bemerklich macht und der gut tragende Versatz die Abbauwirkungen stark abschwächt. Sie leiden im übrigen bei flachem Einfallen unter Abbauwirkungen annähernd in gleicher Weise in ihrem im Hangenden wie in dem im Liegenden des Flözes sich erstreckenden Teil. Während sie im ersten Teil in den nachsinkenden Gebirgskörper eingespannt sind, überträgt sich im zweiten Teile der durch den Kohlenstoß oder durch den festgedrückten Bergeversatz übertragene Kämpferdruck des Druckgewölbes ins Liegende und erzeugt so im Querschlag einen zusätzlichen Stoß- und Sohlendruck<sup>3)</sup>.

Alle diese Druckerscheinungen treten in mildem Gebirge bedeutend stärker als in festem hervor. Zwar verteilt sich in mildem Gebirge der zusätzliche Stoßdruck auf breitere Flächen als in festem Gebirge, so daß die Stöße einen geringeren Druck auszuhalten haben. Dafür ist aber die Widerstandsfähigkeit der Stöße in festem Gebirge um so viel größer, daß sie dieser Zusatzbelastung größeren Widerstand entgegensetzen. Dieser Unterschied verschärft sich bei dem Gegensatz des tonschieferartigen zum sandsteinartigen Gebirge noch dadurch, daß das erstere durch die Aufnahme von Feuchtigkeit

<sup>1)</sup> Vgl. Trompeter: Die Expansivkraft im Gestein als Hauptursache der Bewegung des den Bergbau umgebenden Gebirges (Essen, G. D. Baedeker), 1899; — s. auch den auf S. 12 in Anm. <sup>1)</sup> an 2. Stelle angeführten Aufsatz von Dr.-Ing. Spackeler, S. 462.

<sup>2)</sup> Glückauf 1929, Nr. 12, S. 393 u. f.; Lütthgen: Stempellose Abbau-strecken usw.

<sup>3)</sup> S. Glückauf 1930, Nr. 23, S. 757 u. f.; Dr.-Ing. Spackeler: Druckwirkungen im Liegenden.

aus Luft und Wasser noch weiter in seiner ohnehin geringen Widerstandsfähigkeit geschwächt wird.

Bei wichtigeren Strecken mit längerer Standdauer ist zu beachten, daß die Abbauwirkungen auch unter Tage zu den über Tage genauer erforschten Pressungs- und Zerrungserscheinungen führen können. Man muß also außer den Querbeanspruchungen des Ausbaues auch mit Kräften in der Längsrichtung der Strecken rechnen, die besonders bei muldenartiger Lagerung sehr stark werden können und im allgemeinen noch zu wenig beachtet werden.

In druckhaften Strecken kann bei unten offenem Ausbau das Hochdrücken der Sohle durch den auf diese übertragenen Kämpferdruck der Stöße eine Art Sicherheitsventil bilden, das den Ausbau entlastet. An die Stelle der Auswechslung gebrochener Zimmerungen tritt dann in gewissem Umfange das Nachsenken der Sohle. In Strecken mit geringer Förderung kann diese Art des Druckausgleichs angebracht sein. Bei stärkerer Förderung wird jedoch deren Sicherheit — namentlich in Strecken mit Fahrdrahtlokomotiven — stark beeinträchtigt und der Kraftverbrauch erhöht. Hier wird man es also vorziehen, durch einen vollständig geschlossenen Ausbau auch die Sohle zu sichern und dem Ausbau durch andere Mittel Entlastung zu schaffen (vgl. Ziff. 13).

**10. — Gebirgsdruck und Fallwinkel.** Die vorstehenden Betrachtungen bezogen sich im allgemeinen auf flaches Einfallen. Naturgemäß ändern sich aber mit dem Fallwinkel die Beanspruchungen. Bei senkrechtem Fallen wird gerade umgekehrt wie vorhin das Nebengestein auf Druck, die Ausfüllung der Lagerstätte auf Biegung beansprucht. In allen dazwischenliegenden Fällen werden sich entsprechende Verschiebungen der beiderseitigen Beanspruchungen ergeben, so daß eine große Anzahl von Möglichkeiten gegeben ist, auf die nicht im einzelnen eingegangen werden kann.

**11. — Beeinflussung des Gebirgsdruckes durch die Art der Herstellung der Hohlräume.** Die Querschnittsform der Strecken und Querschläge ist insofern wichtig, als das Gebirge um so besser steht, je mehr der Querschnitt sich der Kreisform nähert, und als auch das Ausspitzen der Ecken mehr Unruhe in das Gebirge hineinbringt, als wenn diese mit etwas Ausrundung belassen werden. Diese Erwägung gewinnt mit wachsender Tiefe an Bedeutung, da man hier alle zusätzlichen Spannungen auf das sorgfältigste vermeiden muß; infolgedessen wird der kreis- oder ellipsenförmige Ausbau mit größerer Tiefe immer mehr bevorzugt.

Beim Auffahren von Querschlägen und Richtstrecken ist im übrigen noch möglichst große Sorgfalt im Ansetzen der Kranzschüsse und in der Bemessung ihrer Sprengladungen wichtig, damit eine Zerklüftung und Zerrüttung der unmittelbar benachbarten Gebirgsschichten möglichst vermieden wird.

Teil- und Abbaustrecken, die vielfach mit mildem Nebengestein zu rechnen haben, werden heute, wenn das Liegende nachgerissen wird, vorteilhaft mit schwereren Abbauhämmern an Stelle der Schießarbeit aufgefahren, wodurch das Gebirge in denkbar größtem Maße geschont und für die zum Ausbau dienenden Holzpfiler und Bergemauern eine gesunde und dauernd tragfähige Unterlage geschaffen wird.

## c) Arten des Grubenausbaues.

12. — **Vorbemerkung.** Der einzubringende Ausbau hängt zunächst von der Art und Größe der zu erwartenden Gebirgsbewegungen ab. Er kann ferner mit verschiedenen Werkstoffen erfolgen. Auch ist die Zeitdauer maßgebend, während deren er standhalten muß. Ferner kann er je nach der Größe der Gebirgsfläche, die er unmittelbar zu tragen hat, verschieden ausfallen. Weiterhin hängt er von der Größe und Umgrenzung der auszubauenden Hohlräume ab. Schließlich wird er auch noch durch das Zeitverhältnis zwischen der Herstellung dieser Hohlräume und deren Ausbau bestimmt.

Die Kosten, die man für den Ausbau aufwenden will, richten sich nach dem Gebirgsdruck, nach der verlangten Dauer des Ausbaues und nach den Ansprüchen, die an die dauernde Erhaltung des Querschnitts gestellt werden. Soll z. B. ein druckhaftes Stück Querschlag von 500 m Länge aufrecht erhalten werden, so ergeben sich für einen Ausbau, der 300 *M* je lfd. Meter kostet, folgende Vergleichszahlen, wenn man bei minderwertigem Ausbau mit einem erstmaligen Kostensatz von 30 *M* je Meter rechnet, vier Fälle mit verschieden hohem Bedarf an Reparaturdauerlöhnen unterscheidet und je Mann und Reparaturschicht 12 *M* Lohn und 5 *M* Werkstoffverbrauch rechnet:

Zahl der durchschnittlich beschäftigten Reparaturdauer	Monatliche Unterhaltungskosten <i>M</i>	Einmalige Mehrkosten des teuren Ausbaues <i>M</i>	Die Mehrkosten machen sich bezahlt in Monaten
20	$20 \cdot 25 \cdot (12 + 5)$ = 8500		rd. 16
12	$12 \cdot 25 \cdot (12 + 5)$ = 5100	$500 \cdot 270 =$ 135 000	rd. 26 <sup>1</sup> / <sub>2</sub>
8	$8 \cdot 25 \cdot (12 + 5)$ = 3400		rd. 40
4	$4 \cdot 25 \cdot (12 + 5)$ = 1700		rd. 80

Bei dieser Gegenüberstellung ist allerdings nicht der Zinsverlust berücksichtigt, den die Festlegung größerer Werte in dem teuren Ausbau bedeutet; andererseits kommen aber bei den durch den billigeren Ausbau verursachten Kosten auch noch mittelbare Verluste durch Förderstörungen, Förderausfälle u. a. in Betracht, die sich der genaueren Rechnung entziehen, aber gerade bei dem heutigen zusammengefaßten Betrieb mit seiner starken Belastung der Hauptförderwege recht erheblich werden können.

13. — **Anpassung des Ausbaues an die Druckerscheinungen.** Hinsichtlich der oben behandelten Druckerscheinungen ist es wichtig, ob sie dauernd oder in zeitlicher Begrenzung auftreten. Die letztere ergibt sich insbesondere durch den Abbau, dessen Fortschreiten sowohl für den Ausbau im Abbau selbst als auch für alle von seinen Druckwirkungen in Mitleidenschaft gezogenen Streckenbetriebe wichtig ist. Diese starken Gebirgsbewegungen, deren Größe mit der Tiefe ständig zunimmt, können in großem Umfange durch nachgiebigen Ausbau abgefangen werden, der zwar keinen großen Druck aufnehmen kann, aber ohne große Kosten die erforderlichen Querschnitte offenzuhalten gestattet und dabei auch ein nachteiliges Zerreißen der Gebirgschichten vermeidet.

Der starre Ausbau dagegen eignet sich für diejenigen Fälle, in denen man Gebirgsbewegungen vermeiden will oder vermeiden kann, z. B. für den offenzuhaltenden Abbauraum beim Abbau mit Selbstversatz und für Streckenbetriebe aller Art, wenn sie für längere Zeitabschnitte fahrbar erhalten werden müssen.

Heute ist der nachgiebige Ausbau bereits sehr vervollkommenet und zu großer Bedeutung gelangt. Er ist in erster Linie für schiefer-tonartiges Gebirge wichtig, das sich fortgesetzt in Bewegung befindet.

Im einzelnen ist sein Hauptanwendungsgebiet der Streckenausbau. Doch ist auch seine Bedeutung für den Abbau immer mehr erkannt worden. Diese ist um so größer, je langsamer der Abbau fortschreitet und je schneller das Gebirge sich setzt, weil dann die Gebirgsbewegungen sich um so schärfer noch während des Abbaues bemerklich machen, während in den gegen-

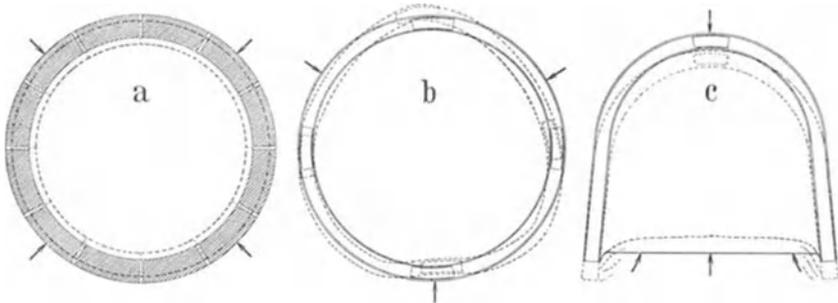


Abb. 11a—c. Verschiedene Arten des nachgiebigen Ausbaues.

teiligen Fällen der jeweils geschaffene Hohlraum beim Einsetzen der Hauptbewegungen bereits wieder verlassen zu sein pflegt. Außerdem ist ein solcher Ausbau in mächtigen Lagerstätten wichtiger als in solchen von geringerer Mächtigkeit, weil in ersteren eine im Verhältnis gleiche Senkung des Hangenden ganz bedeutend mehr ausmacht: eine Senkung von 20% z. B. bedeutet für ein Flöz von 60 cm Mächtigkeit nur eine Annäherung des Hangenden an das Liegende um 12 cm, für ein Flöz von 4m dagegen eine solche von 80 cm. Dazu kommt hier noch die vorhin angestellte Erwägung: in mächtigen Flözen schreitet der Abbau besonders langsam fort, weshalb man hier bereits im Abbau mit stärkeren Bewegungen rechnen muß. Auch sinkt die Knickfestigkeit der Stöße mit zunehmender Mächtigkeit.

Grundsätzlich kann der nachgiebige Ausbau auf drei verschiedenen Erwägungen beruhen, die durch die Abb. 11a—c veranschaulicht werden. Man kann gemäß Abb. 11a durch Verwendung nachgiebiger Einlagen die Form des Querschnitts zu wahren suchen und diese nur entsprechend dem Zusammenpressen der Einlagen sich verringern lassen. Es werden dann an die Widerstandsfähigkeit und sachgemäße Ausführung des Ausbaues besonders hohe Anforderungen gestellt. Man kann ferner (Abb. 11b) die im bergmännischen Betrieb gebotene Möglichkeit ausnutzen, die Gebirgsstöße selbst als Rückhalt für den Ausbau heranzuziehen, indem man diesen unter Verzicht auf die Erhaltung der Querschnittsform sich so lange zusammendrücken läßt, bis er überall am Gebirge den erforderlichen Gegendruck gefunden hat. Dann

muß man allerdings unter Umständen starke Bewegungen in den Kauf nehmen, die z. B. bei der Fahrdrabt-Lokomotivförderung, wo man gewisse Höhen- und Breitenmaße innehalten muß, sehr störend wirken können, und muß außerdem mit der Möglichkeit rechnen, daß durch die Verdrückung des Ausbaues sein Widerstand stark geschwächt wird. — Während es sich bei diesen Ausführungen um den allseitig geschlossenen Ausbau handelt, kann man schließlich noch bei offenem Ausbau gemäß Abb. 11c das vorhin (in Ziff. 9) erwähnte Quellen der Sohle ausnutzen, in die sich der Ausbau hineinschiebt. Man entlastet dann weitgehend den Ausbau und erleichtert und verbilligt die Unterhaltungsarbeiten, hat aber dauernd mit Unebenheiten der Sohle zu rechnen, die sich auf die Förderung sehr störend auswirken, und muß außerdem eine unerwünschte Veränderung der Höhenlage der Strecke im Vergleich zu den benachbarten Teilen des Grubengebäudes in den Kauf nehmen.

Während nach Abb. 11 die Nachgiebigkeit als Wirkung des Ausbaues selbst auftritt, kann sie außerdem noch ganz unabhängig von der Art des gewählten Ausbaues herbeigeführt werden, indem dieser mit einem mehr oder weniger starken Polster von Altholz umgeben wird.

Allgemein ist noch zu sagen, daß bei starker Nachgiebigkeit des Ausbaues die nachteilige Nebenwirkung eintritt, daß das umgebende Gebirge sich durch fortgesetzte Bewegungen zermahlt und in seinem Verbands zerrüttet wird, was wieder zunehmenden Druck zur Folge hat.

**14. — Ausbaustoffe.** Man unterscheidet den Ausbau in Holz, Eisen und Stein, welcher letztere wieder als gewöhnliche Mauerung, Profilsteinausbau, Beton und Eisenbeton ausgeführt werden kann. Die meiste Verwendung findet immer noch der Holzausbau, da er verhältnismäßig billig, leicht in verschiedenen Abmessungen der Einzelteile herzustellen, bequem zu befördern, einzubringen und auszuwechseln und schon ohne besondere Maßnahmen bis zu einem gewissen Grade nachgiebig ist. Auch erfordert er wenig Raum und kann den verschiedenartigen Bedingungen, die zu erfüllen sind, leicht angepaßt werden. Im Abbau kommt als weiterer Vorteil noch hinzu, daß der Holzausbau „warnt“, d. h. gefährliche Gebirgsbewegungen durch Knistern anzeigt; allerdings warnen spröde Holzarten nur wenig. Nachteilig ist die geringe Widerstandsfähigkeit des Holzes gegen Fäulnis und Vermoderung in matten Wettern; doch läßt sich dagegen durch Tränkung mit fäulniswidrigen Stoffen Abhilfe schaffen.

Der Eisenausbau teilt mit dem Holzausbau den Vorzug geringen Raumbedarfs, ist aber, auch wenn er vom eigenen Hüttenwerk bezogen werden kann, wesentlich teurer und kommt daher dort in Betracht, wo längere Standdauer verlangt wird oder Wiedergewinnung möglich ist. Gegen matte Wetter ist der Eisenausbau nicht empfindlich, wohl aber gegen Feuchtigkeit und besonders gegen saure und salzige Wasser. Sein Hauptanwendungsgebiet sind Querschläge und Strecken; doch nimmt seine Verwendung im Abbau neuerdings mehr und mehr zu.

Die Mauerung und Betonierung wurde früher zweckmäßig nur dort angewendet, wo es sich um einen zwar nicht unbedeutenden, aber auch nicht sehr starken Gebirgsdruck handelte, da bei starkem Druck ein solcher Ausbau bricht und dann teure und umständliche Ausbesserungsarbeiten

nötig macht. Jedoch hat man neuerdings auch Mauerung und Beton wesentlich stärker herzustellen und auch nachgiebig auszuführen gelernt. Auch ist durch Einführung des Eisenbetonausbaues das Anwendungsgebiet des Betons wesentlich erweitert worden. — Im übrigen kommt der Ausbau in Stein für alle solche Hohlräume in Betracht, die lange stehen sollen, namentlich wenn sie ungünstigen Einwirkungen durch Wasser oder matte Wetter ausgesetzt sind. Demgemäß finden wir ihn in Hauptquerschlägen und Richtstrecken, Füllörter, Pferdeställen, Maschinenräumen, Wetterkanälen, Stollen und Hauptschächten. In solchen Räumen lassen sich die verhältnismäßig hohen Ausgaben rechtfertigen, die nicht nur durch die Herstellung des Steinausbaues selbst, sondern auch durch dessen größeren Raumbedarf und die demgemäß größeren Kosten für Hereingewinnung des Gebirges verursacht werden.

Als nicht unerheblicher weiterer Vorzug ergibt sich für Hauptwetterwege der geringere Wetterwiderstand infolge der glatteren Flächen, da z. B. für eine Grube, die minutlich 10000 m<sup>3</sup> Frischwetter verbraucht, eine Verringerung der Depression um 10 mm bereits eine Jahresersparnis von etwa 10000 *M* an Ventilatorenergie bedeutet.

Außerdem sind noch Verbindungen zwischen Holz und Eisen und solche zwischen Holz (oder Eisen) und Mauerung gebräuchlich, durch die eine Ausnutzung der Vorzüge beider Werkstoffe ermöglicht wird.

**15. — Dauer des Ausbaues.** Nach der Zeitdauer, für die der Ausbau berechnet ist, unterscheidet man den verlorenen und den endgültigen Ausbau. Der erstere findet sein Hauptanwendungsgebiet in Strecken, Schächten usw. in solchen Fällen, wo vor Herstellung des endgültigen Ausbaues die Beruhigung des Gebirges abzuwarten, also der Ausbau erforderlichenfalls mehrere Male zu erneuern ist, oder wo der endgültige Ausbau, wie z. B. bei Mauerung oder Gußringausbau, erst in einiger Entfernung nachrücken kann, bis dahin aber das Gebirge vorläufig gehalten werden muß. Im Gegensatz zum endgültigen Ausbau wird der verlorene so leicht und billig wie möglich ausgeführt und nach Möglichkeit zwecks erneuter Verwendung wiedergewonnen.

**16. — Verschiedenartige Stützung des Gebirges durch den Ausbau.** Der Ausbau kann das Gebirge mehr oder weniger vollständig unterstützen. Holz- oder Eisenausbau kann aus einzelnen Stücken bestehen oder durch Zusammenfügung mehrerer Teile gebildet werden. Im ersteren Falle ergibt sich der einfache (Stempel- oder Bolzen-) Ausbau, im letzteren Falle der zusammengesetzte (Türstock- und Schalholz-) Ausbau, der auch als „Rahmen-Ausbau“ bezeichnet werden kann. Der Stempelausbau herrscht im Abbau, der zusammengesetzte Ausbau in Strecken, Querschlägen, Bremsbergen, Schächten usw. vor. Beim Ausbau in Stein kann man von „offenem“ und „geschlossenem“ Ausbau sprechen, je nachdem dieser nur einen Teil des Streckenumfanges (Stöße, Firste oder Sohle) oder den ganzen Umfang schützen soll.

**17. — Arten der auszubauenden Hohlräume.** Im vorstehenden ist bereits wiederholt auf die Verschiedenheit des Ausbaues in Abbauräumen, Strecken und größeren Hohlräumen hingewiesen worden. Hier sei zusammenfassend folgendes bemerkt: Im Abbau ist ein möglichst

billiger Ausbau erforderlich, der nicht besonders widerstandsfähig zu sein braucht, dagegen durch sorgfältiges Unterfangen aller einigermaßen verdächtigen Stellen die Leute möglichst leicht gegen Stein- und Kohlenfall zu sichern hat und außerdem möglichst leicht geraubt und wieder verwendet werden kann. In den Strecken handelt es sich um einen je nach dem Gebirgsdruck und der Verwendungsdauer der Strecken als Abbau-, Förder-, Fahr-, Wetterwege usw. verschieden kostspieligen Ausbau, bei dem vor allem Wert auf die Verhütung von Betriebsstörungen und dementsprechend nicht immer nur auf möglichst haltbaren, sondern in manchen Fällen auch auf möglichst leicht auszuwechselnden Ausbau gelegt wird. Außerdem ist hier die Rücksicht auf Widerstandsfähigkeit gegen chemische Einwirkungen durch Gase, Wärme und Feuchtigkeit vielfach von einschneidender Bedeutung. Große Räume verlangen einen in der ersten Anlage zwar teuren, dafür aber wenig Unterhaltungskosten verursachenden, gegen chemische Angriffskräfte unempfindlichen Ausbau. In Schächten muß der Ausbau, da Ausbesserungsarbeiten hier sehr schwierig werden, besonders widerstandsfähig sein. Außerdem werden an den Schachtausbau hinsichtlich der Wasserdichtigkeit und der Belastung durch den Schachteinbau besondere Anforderungen gestellt, die seine Besprechung in einem eigenen Abschnitt rechtfertigen.

**18. — Nachfolgender und voreilender Ausbau.** Endlich hat man noch zu unterscheiden, ob der Ausbau lediglich der Gewinnung nachfolgt und also nur das durch diese gefährdete Gleichgewicht des Gebirges erhalten soll, oder ob er der Gewinnung voreilt, so daß diese schon unter seinem Schutze erfolgt. Letzteres ist der Fall bei der Getriebezimmerung in Strecken aller Art und in Schächten sowie bei der Pfändungs- und Vortreibearbeit im Abbau- und Streckenbetriebe.

## **B. Die verschiedenen Arten der Ausführung des Ausbaues.**

### **a) Der Ausbau in Holz<sup>1)</sup>.**

#### **1. Allgemeines<sup>2)</sup>.**

**19. — Die für den Ausbau verwandten Holzarten.** Der Anteil des Holzbaus am Gesamtausbau der Gruben ist neuerdings erheblich zurückgegangen, da mit dem Vordringen in größere Teufen die Ausbauarten in Stein und Eisen immer mehr an Bedeutung gewonnen haben, was größtenteils auf deren größere Tragfähigkeit zurückzuführen ist, teilweise sich aber auch durch die in tiefen Gruben immer stärker hervortretende Rücksicht auf die Wetterführung erklärt, für die der geschlossene Ausbau besondere Vorteile bietet. Immerhin behauptet aber auch heute noch der Holzausbau eine hervorragende Stellung.

Von den zahlreichen Holzarten sowie von deren mannigfachen Eigenschaften kommen hier nur die für den Bergmann wichtigen in Betracht. An

<sup>1)</sup> Einzelheiten s. bei A. Funke: Der Holzausbau im Grubenbetrieb, 2. Ausgabe (Berlin-Steglitz, Verlag „Die Knappschaft“), 1930.

<sup>2)</sup> Vgl. J. Mang: Rationelle Grubenholzwirtschaft (Essen, G. D. Baedeker), 1923; — ferner Glückauf 1927, Nr. 57, S. 1845 u. f.; M. Haenel: Die Holzwirtschaft im Betriebe von Steinkohlengruben; — ferner M. Lincke: Das Grubenholz (Berlin, Parey), 1921.

Grubenhölzer werden wir vor allem die Anforderung stellen müssen, daß sie dauernd in genügend großen Mengen und zu mäßigen Preisen beschafft werden können. Damit entfällt sofort eine ganze Reihe von Holzarten, die an sich unter Tage vorzügliche Dienste tun würden, so daß z. B. auch die Akazie, deren gute Bewährung als Grubenholz durch zahlreiche Versuche erwiesen ist, nur von untergeordneter Bedeutung sein kann. Auf der anderen Seite hingegen können auch solche Hölzer, die geringe Wertschätzung genießen, wie z. B. die Rotbuche, mit Nutzen in der Grube verwendet werden, sobald sie infolge massenhaften Vorkommens in der Nähe den Vorzug der Billigkeit haben. Für den deutschen Bergmann kommen im wesentlichen nur in Frage: von Laubhölzern die Eiche und untergeordnet die Rot- und die Weißbuche (Hainbuche), stellenweise auch die Akazie, von Nadelhölzern die Kiefer, weniger die Fichte oder Rottanne, untergeordnet die Weiß- oder Edeltanne und die Lärche.

Infolge der Notwendigkeit, dem Anwachsen der Selbstkosten mit den größeren Teufen entgegenzuarbeiten, ist man in den letzten Jahrzehnten bestrebt gewesen, die wertvollste Holzart, das Eichenholz, mehr und mehr entbehrlich zu machen und durch Nadelhölzer zu verdrängen, deren Schwächen man durch Verbesserung der Abbaufahren, durch Einführung des nachgiebigen Ausbaues und durch Tränkung mit fäulniswidrigen Stoffen größtenteils auszugleichen verstanden hat. Im Ruhrbezirk hat das Fichtenholz erst Mitte der 1850er Jahre seinen Einzug gehalten, dann aber das Eichenholz bis auf einen geringfügigen Anteil zurückgedrängt. Heute ist dieses Nadelholz, da es in großen Massen für die Papierherstellung gebraucht wird, wieder mehr und mehr durch das ihm für den Bergmann annähernd gleichwertige Kiefernholz verdrängt worden.

**20. — Beschaffung und Bearbeitung des Holzes.** Einzelne Bergwerksgesellschaften beziehen ihr Grubenholz aus eigenen Waldungen. Im allgemeinen liefern jedoch die Holzhändler das Holz. Man unterscheidet die tägliche Lieferung und diejenige für größere Zeiträume nach dem ungefähr zu überschlagenden Bedarf der Zeche. Bei der ersten Lieferungsart unterhält der Händler ein Holzlager auf dem Zechenplatz, bei der zweiten verfügt die Zeche gleich vom Eisenbahnwagen ab über das Holz, was in der Regel bevorzugt wird. Meist werden die einzelnen Sorten gleich nach Maß zugeschnitten geliefert. Dagegen hat sich der eigene Bezug von Langholz, das dann erst auf dem Zechenplatze selbst zerschnitten wird, nicht eingeführt, da dieses Verfahren zu umständlich und unübersichtlich ist. Jedoch ist andererseits das eigene Schneiden von Schalhölzern, Spitzen, Abschwarten u. dgl. vorteilhaft, weil man dann bessere Gewähr für frische und gesunde Beschaffenheit hat.

Beim Einkauf des Holzes dient als Einheit das Kubikmeter. Und zwar unterscheidet man dabei noch das Raummeter und das Festmeter und versteht unter ersterem 1 cbm geschichteten Holzes, also einschließlich der Luftzwischenräume, unter letzterem dagegen 1 cbm Holzmasse. Das Raummeter kann also durch unmittelbare Messung, das Festmeter nur durch Berechnung ermittelt werden. Letzteres bildet in der Regel die Preisgrundlage für Stempel und Kappen, soweit nicht Stückpreise für diese vereinbart werden.

Als Längenmaß hat sich der Fuß immer noch nicht verdrängen lassen,

dagegen wird die Dicke in Zentimetern gemessen. Unter „Zopfstärke“ versteht man den Durchmesser von Rundhölzern am oberen Ende.

Der monatliche Rundholzverbrauch einer Ruhrkohlenzeche von 2000 t Tagesförderung kann etwa wie folgt veranschlagt werden:

Fuß	Länge		Mittlere Stärke in cm	Anzahl Stück	Festmeter	Stückzahl <sup>1)</sup> je Festmeter	Stückpreis bei einem Grundbetrage von 26 $\mathcal{M}$ je Festmeter bis 16 cm $\varnothing$ und 28 $\mathcal{M}$ je Festmeter bis 21 cm $\varnothing$ $\mathcal{M}$
	m						
3	0,94		10	10000	74	135	0,20
4	1,25		11	9000	107	84	0,30
5	1,56		12	8000	142	56	0,45
6	1,88		13	8000	200	40	0,65
7	2,19		15	6000	230	26	1,—
8	2,51		16	5000	250	20	1,30
9	2,83		18	2500	178	14	2,00
10	3,14		20	1200	120	10	2,80
11	3,45		21	200	23,5	8,5	3,30
12	3,76		21	100	13	7,5	3,75
			insgesamt	50000	1337,5	( $\sim$ 26,7 fm/1000 t)	

Bei den Rundhölzern werden noch die folgenden Gruppen unterschieden:

Abbaustempel			Streckenstempel					
Maße			leichte			schwere		
Länge cm	Dicke cm	Anteil am Gesamt- verbrauch	Länge cm	Dicke cm	Anteil am Gesamt- verbrauch	Länge cm	Dicke cm	Anteil am Gesamt- verbrauch
0,65	7—10	} $\frac{2}{3}$	1,90	16—17	} $\frac{1}{6}$	3,75	19—23	} $\frac{1}{6}$
0,80	8—10		2,20	16—18		4,—	19—24	
0,95	8—12		2,50	16—20				
1,10	8—13		2,80	17—21				
1,25	9—13		3,15	17—22				
1,50	10—15		3,50	18—22				
1,90	11—15							
2,20	12—15							
2,50	12—15							
2,80	14—16							

Der deutsche Bergbau hat früher zur Deckung seines gewaltigen Bedarfs an Grubenholz ausländische Waldbestände, namentlich diejenigen Schwedens und Rußlands, stark heranziehen müssen.

Nach Berechnungen von Forstrat Eulefeld und Forstassessor Dreyer<sup>2)</sup> können für die deutschen Bergbaugebiete etwa folgende Verbrauchszahlen für je 1000 t Förderung angenommen werden:

Steinkohlenbergbau . . . . .	29 (Ruhrbezirk) bis 45	Festmeter
Braunkohlenbergbau, Gesamtdurchschnitt . . . . .	9,5	„
Braunkohlenbergbau, unterirdisch . . . . .	21	„
Erzbergbau . . . . .	12,5	„

<sup>1)</sup> Im einzelnen kann der Rauminhalt von Rundhölzern aus Zahlentafeln entnommen werden, z. B. aus der von der Grubenholzhandlung J. Türk in Dortmund herausgegebenen „Kubiktafel für Grubenhölzer“, 1915.

<sup>2)</sup> Vgl. Troschel: Handbuch der Holzkonservierung (Berlin, Jul. Springer), 1916, S. 387.

Der gesamte Grubenholzverbrauch des deutschen Bergbaues beläuft sich danach z. Zt. auf rd. 6 Mill. Festmeter; er beträgt etwa ein Viertel des in Deutschland überhaupt verbrauchten Holzes und ein Fünftel der Nutzholzgewinnung aus allen deutschen Waldungen.

Veranschlagt man nach diesen Zahlen den Holzverbrauch des Ruhrkohlenbezirkes für 1930 auf 3,8 Mill. Festmeter und berücksichtigt man, daß 1 ha 50jährigen Waldbestandes auf mittelmäßigem Boden etwa 160 Festmeter Fichten- oder 190 Festmeter Kiefernholz liefert, so ergibt sich, daß zur

Deckung dieses Holzbedarfes arbeitstäglich  $\frac{3800000}{160 \cdot 300} = 79$  bzw.  $\frac{3800000}{190 \cdot 300} = 66,7$  ha dieses Waldbestandes geschlagen werden müssen.

Die Höhe der Holzkosten einer Grube hängt freilich in erster Linie von dem Gebirgsdruck und von der Mächtigkeit der Lagerstätten sowie von den Holzpreisen ab, läßt sich aber durch zweckentsprechende Tränkung des Holzes, durch nachgiebigen Ausbau, durch weitgehende Wiederverwendung der alten Hölzer und zweckmäßige Abbaufverfahren erheblich herabdrücken. Im Steinkohlenbergbau schwanken die Kosten im allgemeinen zwischen 0,60  $\mathcal{M}$  und 1,80  $\mathcal{M}$  je 1 t Kohlen.

Die Bearbeitung der zusammenzupassenden Hölzer erfolgt unter Tage in der Regel von Hand. Als Gezähe dienen dem Zimmerhauer dabei Beil und Säge, welche letztere meist eine Bügelsäge ist. Ferner benutzt er beim Stempel-  
ausbau das aus 2 gegeneinander verschiebbaren Latten bestehende Sperrmaß, das die bequeme Messung des Abstandes zweier gegenüberliegenden Gesteinsflächen ermöglicht. Beim Türstockausbau wird das Lot zu Hilfe genommen, um die Schrägstellung der Beine gleichmäßig bemessen zu können.

Neuerdings ist der Kohlenbergbau aber mehr und mehr zu maschineller Holzbearbeitung über Tage übergegangen. Die Veranlassung dazu war zunächst das Bestreben, an Löhnen zu sparen und die sorgfältige Ausführung der Zimmerung möglichst von der Geschicklichkeit und Sorgsamkeit der Zimmerhauer unabhängig zu machen, zumal in Bezirken, die viele ungeschulte Arbeiter heranziehen müssen. Ferner ergibt sich bei der maschinellen Bearbeitung eine Verringerung der Unfallgefahr, die gerade bei der Zimmerhauerarbeit ziemlich groß ist, wenn es sich auch dabei gewöhnlich nur um leichtere Unfälle handelt. Außerdem lassen sich erhebliche Holzsparnisse dadurch erzielen, daß die einzelnen Betriebe die Hölzer gleich in den richtigen Längen erhalten. Weiterhin ergibt sich noch der Nebenvorteil, daß die Abfälle nicht verlorengehen, sondern gesammelt und zu billigem Preise — z. B. etwa 1—2  $\mathcal{M}$  für den Förderwagen — an die Bergleute abgegeben werden können. Bei Verwendung von getränktem Holz in der Grube ist außerdem die maschinelle Bearbeitung über Tage deshalb erwünscht, weil sie vor dem Tränken erfolgen kann, so daß nicht durch nachträgliche Bearbeitung wieder frische, nicht genügend getränkte Flächen gebildet werden können, die den schädlichen Wirkungen neue Angriffspunkte liefern oder besonders anzustreichen sind.

Die Holzbearbeitungsmaschinen stehen im Gebrauch für das Anschärfen und Anspitzen von Stempeln für den nachgiebigen Holz-  
ausbau (s. Ziff. 36), für das Auskehlen von Abbaustempeln zur Aufnahme der Schalhölzer und für das Anschneiden von Verblattungen an Stempeln und Kappen. Das

Anschärfen und Anspitzen kann mit einfachen Kreissägen erfolgen, an die der Bedienungsmann die Stempel heranschiebt und deren Ebene entsprechend dem gewünschten Winkel gestellt werden kann. Besser haben sich aber die mit zwei Sägeblättern gleichzeitig arbeitenden Anschärfmaschinen der Firma Leonh. Schmid in Dortmund bewährt, die zwar teurer, aber dafür wesentlich leistungsfähiger sind<sup>1)</sup>. Die in einer Mulde unter die Sägeblätter gebrachten Stempel werden durch den Motor durch Vermittlung einer Exzentrerscheibe an die Sägen herangehoben und wieder gesenkt. Durch Drehen der Stempel um 90° können zwei weitere Flächen angeschnitten werden. Der Winkel der beiden Sägeblätter kann nach Wunsch eingestellt werden. — Eine Kehlmaschine der gleichen Herstellerin arbeitet mit zwei Hohlzylindern, deren vorderer Rand sägeartig ausgebildet ist und die durch einen in der Mitte liegenden Motor gedreht werden. Die Stempel werden hinten zwischen gezahnte Klemmbacken gelegt und vorn durch ein weiteres Paar Klemmbacken gesteckt,

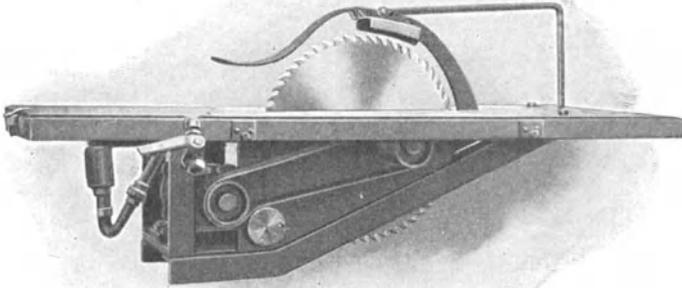


Abb. 12. Kreissäge von Korfmann für unterirdische Verwendung.

die durch Umlegen der zugehörigen Hebel geöffnet oder geschlossen und an die Sägezylinder angedrückt werden können. — Die Verblatungen werden mit 2 zueinander senkrecht gelagerten Kreissägen geschnitten.

Anspitzmaschinen, die fräsend nach Art einer Bleistift-Anspitzmaschine arbeiten, sind zwar billiger, arbeiten aber langsamer, erzeugen statt brauchbarer Keilstücke nur wertlose Späne und können nicht ohne weiteres auf den jeweils gewünschten Schneidewinkel eingestellt werden; auch können sie nicht zum Anschärfen nach zwei Ebenen verwandt werden.

Zum Zuschneiden der Hölzer unter Tage können fahrbare Kreissägen benutzt werden, wie sie außer der genannten Firma auch die Maschinenfabrik Heinr. Korfmann jr. in Witten liefert. Solche Maschinen können auch das wiedergewonnene Holz zu kurzen Stücken für Holzpfiler und Polygonsausbau aufarbeiten. Die in Abb. 12 dargestellte kleine Kreissäge wird durch einen kleinen Pfeilradmotor mit Riemengetriebe gedreht; sie ist mit der sie tragenden

<sup>1)</sup> Vgl. Bergbau 1929, Nr. 11, S. 143 u. f.; J. Mang: Rationelle Grubenholzbearbeitung auf den Zechen; — ferner Glückauf 1929, Nr. 5, S. 177; W. Schulz: Die Holzbearbeitung auf der Grube Sophia Jacoba.

Grundplatte zum Einhängen in einen Förderwagen bestimmt. Außerdem liefert die Firma auch fahrbare Gestelle mit eingebauter Kreissäge und Grubenwagenspurweite.

**21. — Längsteilung von Holzstempeln.** Da die Nachfrage nach Stempeln im Durchmesser von 9—13 cm neuerdings mehr und mehr gestiegen ist und ihr Anteil am Gesamtholzverbrauch auf etwa 70% beziffert wird, so müssen sowohl die Bergwerksverwaltungen als auch die Holzhändler Wert auf nutzbare Verwendung der Rundhölzer mit größerem Durchmesser durch Zerschneiden in der Längsrichtung legen. Versuche nach dieser Richtung hin<sup>1)</sup> haben für Kiefernholz ergeben, daß beispielsweise Stempel, die aus viergeteilten stärkeren Rundhölzern geschnitten wurden, annähernd dieselbe Tragfähigkeit aufweisen wie querschnittgleiche Rundstempel. Allerdings wird durch das Zerschneiden die Faser etwas beschädigt, andererseits ist aber bei stärkeren viergeteilten Stempeln die schwächende Wirkung der Äste und des weicheren Mittelholzes geringer als bei nicht geschnittenen Stempeln. Die Verwendung solcher geteilten Stempel im Betrieb hat zwar keine besonderen Schwierigkeiten ergeben, sich aber doch noch nicht weiter durchsetzen können.

**22. — Holzwirtschaft unter Tage<sup>2)</sup>.** Die Beförderung des Holzes in die Grube kann bei Kurzhölzern in gewöhnlichen Grubenwagen während der Förderschichten erfolgen, während für Langhölzer besondere Holzwagen erforderlich werden, die am besten während der Nachtschicht eingefördert werden.

Bei der Verteilung der Hölzer auf die verschiedenen Verbrauchsstellen unter Tage ist besonders darauf zu achten, daß jeder Betriebspunkt das für ihn bestimmte Holz erhält. Da Kreidezeichen auf den Wagen leicht verwischt werden, wird verschiedentlich eine besondere Kennzeichnung der Hölzer selbst (in erster Linie der oberen Lagen) durch Zeichen oder Nummern (der Steigerabteilungen) mit Ölfarbe bevorzugt, wobei man dann noch durch einen gemeinsamen Farbstreifen Hölzer verschiedener Bestimmung (für den Abbau, für Holzpfeiler, Mauereinlagen u. dgl.) kennzeichnen kann.

In den einzelnen Steigerrevieren werden, um jederzeit einen Vorrat des erforderlichen Holzes sicherzustellen, zweckmäßig Stapelplätze eingerichtet, besonders für die längeren Hölzer, da diese meist nicht während der Förderung angefahren werden. An diesen Stellen werden die Hölzer am besten aufrecht gestellt, damit sie nicht in die Wasserseige geraten und leichter herauszufinden sind. Überhaupt muß das Herausholen passender Längen den Leuten möglichst erleichtert werden, damit sie nicht wertvolle Langhölzer zerschneiden.

**23. — Gewinnung und Verwertung von Abfallholz.** Die im Streckenausbau gebrochenen Hölzer können beim Einbau neuer Zimmerungen ohne weiteres zurückgewonnen werden. Im Abbau hängt die Möglichkeit der Wiedergewinnung (des „Raubens“) des Ausbaues von dem Ver-

<sup>1)</sup> Glückauf 1926, Nr. 43, S. 1409; H. Herbst: Knickversuche mit Kiefernholz-Grubenstempeln usw.

<sup>2)</sup> Näheres s. in dem auf S. 21 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz von Haenel; — ferner Bergbau 1928, Nr. 50, S. 637 u. f.; Meuß: Die Holzwirtschaft in einem Steigerrevier.

halten des Gebirges und von dem Abbaufverfahren ab. Der Abbau mit Bergeversatz gestattet, besonders bei flacher Lagerung, einen großen Teil der Hölzer zurückzugewinnen, sofern der Versatz genügend rasch nachgeführt wird. Dieses Rauben der Hölzer empfiehlt sich auch deshalb, weil es ein gleichmäßiges Niedergehen des Hangenden ermöglicht. Besonders leicht läßt es sich beim Abbau mit Spülversatz durchführen.

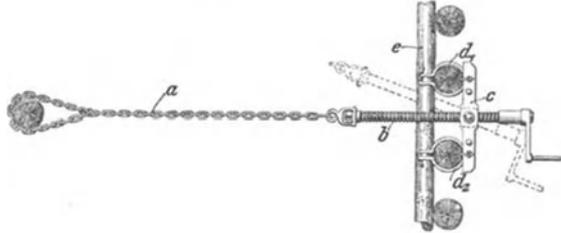


Abb. 13. Raubspindel von Kirschniok.

Von besonderer Bedeutung ist das Rauben des Holzes im oberschlesischen Pfeilerbau, wo es regelrecht durchgebildet ist. Es erfolgt hier nicht nur zur Wiedergewinnung des Holzes, sondern auch zur Beschleunigung des Zubrechengehens der ausgekohlten Pfeiler, um die benachbarten Bauabschnitte von dem starken Drucke der hangenden Schichten zu entlasten. Wegen der Gefährlichkeit der Arbeit beschränkt man sie auf die am leichtesten gewinnbaren Stempel und sorgt außerdem dafür, daß die Leute nicht unmittelbar an die zu raubenden Stempel heranzugehen brauchen, sondern sie aus einiger Entfernung herausreißen können. Dazu dient z. B. die Kirschnioksche Raubspindel (Abb. 13), eine Schraubenspindel *b*, deren Mutter in einem gegen

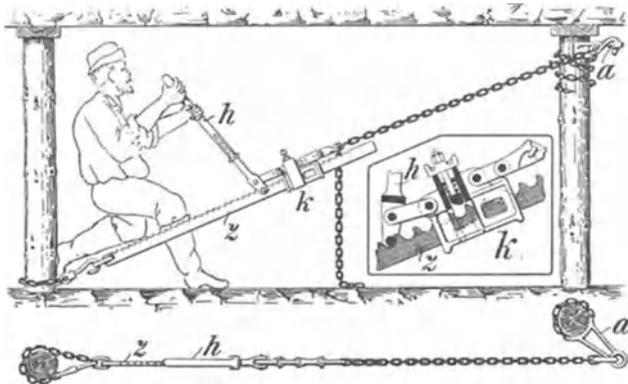


Abb. 14. Raubvorrichtung mit Knarre.

zwei Stempel abgestützten und an den Schellenbändern  $d_1$   $d_2$  befestigten Querstück *c* verlagert ist und die durch eine Kurbel zurückgeschraubt wird und dadurch den von ihr mittels der Kette *a* gefaßten Stempel langsam umreißt. Eine Drehung der Spindel (z. B. in die gestrichelt angedeutete Lage) und damit ein Erfassen anderer Stempel wird durch die drehbare Verlagerung der Spindelmutter im Querstück *c* ermöglicht.

Bei den unter dem Namen Silvester bekannten Raubvorrichtungen, deren Bauart der Abb. 14 entspricht, wird an dem zu raubenden Stempel

mittels einer Kette ein Dreharm *a* befestigt, in den die Kette faßt. Diese wird mit Hilfe des Ratschenhebels *h* durch Bewegung der Laufkatze *k*, die durch eine federnde Sperrklinke auf der Zahnstange *z* festgehalten wird, allmählich angezogen. Der Stempel wird also gleichzeitig gedreht und gezogen. Für das Ausrauben von Strecken mit wertvollen Ausbau baut neuerdings die Masch.-Fabr. Düsterloh fahrbare Raubwinden in Gestalt von kleinen Preßluftspeln.

Das Abfallholz kann, da es meist noch frisch und tragkräftig ist, noch zum Ausbau in wenig mächtigen Lagerstätten verwendet werden. Außerdem wird es für Holzpfeiler, Holzeinlagen in Mauerung, Holz hinterfüllung im Streckenausbau, insbesondere wenn er aus Mauerung oder Beton besteht, zur Herstellung von nachgiebigen Gewölben u. dgl. benutzt. Die rasche Aufnahme des nachgiebigen Ausbaues, der viel Abfallholz verlangt, andererseits aber die Standdauer des Ausbaues verlängert, also wenig Altholz liefert, hat es mit sich gebracht, daß der Bedarf an Abfallholz vielfach die durch Wiedergewinnung erhaltenen Holz mengen übersteigt, so daß z. B. Holzpfeiler häufig schon aus frischen Hölzern (insbesondere Buchen-Scheitholz) hergestellt werden.

**24. — Erforderliche Eigenschaften der Grubenhölzer.** Die an die Grubenhölzer gestellten Anforderungen richten sich zunächst nach dem Verwendungszweck. Der Ausbau im Abbau und in den bald wieder abzuwerfenden Abbaustrecken verlangt ein billiges Holz, das nicht sehr widerstandsfähig gegen den Druck zu sein braucht und chemischen Einwirkungen leicht unterliegen darf, das aber elastisch ist und die Beobachtung der Gebirgsbewegungen gestattet; im Streckenausbau ist ein festes, zähes und dauerhaftes, wenn auch teureres Holz erwünscht. Nach der mechanischen Seite hin ist für Stempel in erster Linie Knickfestigkeit, für Kappen Biegungs- und Druckfestigkeit, für Holzpfeiler vorzugsweise Druckfestigkeit erforderlich. Die Spaltbarkeit erleichtert zwar die Bearbeitung in der Grube, verringert aber die Biegungs-, Knick- und Druckfestigkeit und bringt so mehr Nachteile als Vorteile. Was die chemischen Eigenschaften angeht, so sollen die im Ausziehstrom stehenden Hölzer einen größeren Widerstand gegen Fäulnis haben als die vom Einziehstrom bestrichenen. Auch ist für sie die weitgehende Tränkbarkeit mit fäulniswidrigen Stoffen erwünscht.

**25. — Beeinflussung der Holzeigenschaften durch die besonderen Verhältnisse.** Die Widerstandsfähigkeit eines Holzes wird zunächst durch das Gefüge beeinflusst. Ein langfaseriges Holz ist zäher als ein kurzbrüchiges. Nach dem Zellenaufbau durch das Wachstum unterscheidet man von außen nach innen Splint, Reifholz und Kernholz. Der Splint ist bei den Laubhölzern im allgemeinen weicher, bei den Nadelhölzern härter als das Kernholz. Abb. 15, die Versuchsergebnisse von Druckproben an Kiefernholz wiedergibt, läßt die wesentlich größere Festigkeit des Splints gegenüber dem Kernholz deutlich erkennen. Im einzelnen wird die Dichtigkeit und Festigkeit des Holzes durch das Wachstum beeinflusst; sie ist geringer bei rasch gewachsenen, größer bei langsam gewachsenen Bäumen.

Wichtig ist ferner die chemische Zusammensetzung, die den Widerstand gegen Fäulnis beeinflusst. Da der Saft in erster Linie der Zersetzung unterliegt, so hält ein saftreiches Holz ungünstigen Einflüssen weniger stand als ein saftarmes. Ferner kann die Holzmasse besondere Schutzmittel ent-

halten, als welche die Gerbsäure in der Eiche, Harz und Terpentinöl in den Nadelhölzern anzusehen sind.

Die Behandlung des Holzes vor seiner Verwendung ist vor allem auf die Erhaltung und Erhöhung seiner chemischen Widerstandskraft gerichtet. Man soll zunächst den leicht zersetzbaren Saft durch gründliche Austrocknung unschädlich machen, was durch möglichst luftige Lagerung des Holzes zu geschehen hat. Weiter empfiehlt sich, um den Aufbewahrungsort trocken halten zu können, dessen Pflasterung sowie die Beseitigung aller Feuchtigkeit anziehenden und den Anstoß zur Zersetzung gebenden Abfälle wie Sägespäne u. dgl. Die Rinde ist im allgemeinen nachteilig, da sie die Austrocknung verhindert und Fäulniserreger bergen kann. Sie wird daher meist abgeschält; nur dem Eichenholz beläßt man sie in der Regel des nützlichen Gerbstoffgehaltes wegen. Wie sehr die Austrocknung des Holzes von seiner Behandlung abhängt, ergibt sich aus einem Versuch, bei dem, wenn der Wasserverlust eines entrindeten Stammstückes in einer gewissen Zeit

gleich 100 gesetzt wurde, derjenige eines in der Rinde gelassenen nur 21 und derjenige eines außerdem an den Hirnholzseiten verklebten Stückes nur 1—2 betrug.

26. — **Eigenschaften der bergmännisch wichtigen Holzarten.** Hiernach ergibt sich für die Bewertung der obengenannten wichtigsten Holzarten folgendes. Das beste Holz ist das der Akazie oder Robinie: es ist widerstandsfähig gegen Zerknickung, Zerdrückung und Biegung, dabei zäh wegen seiner wellig verschlungenen Faserung und überdies äußerst wenig der Zersetzung unterworfen. In etwas geringerem Maße besitzt diese nämlich Eigenschaften die Eiche. Von den Buchenarten wächst die wertvolle Weiß- oder Hainbuche zu langsam und ist zu selten, um für den Ausbau Holz zu liefern, wogegen die in größeren Mengen vorkommende Rotbuche wegen der Sprödigkeit und Kurzbrüchigkeit ihres Holzes, das infolgedessen bei Gebirgsbewegungen nicht „warnt“, sondern plötzlich nachgibt, sowie auch wegen ihrer starken Neigung zum Faulen („Stocken“) bei nicht genügender Austrocknung wenig geschätzt ist. — Von den Nadelhölzern, die in ihrer Bewertung für den Bergmann gegen die besseren Laubhölzer zurückstehen, namentlich wegen ihrer geringen chemischen Widerstandskraft, ist die Lärche das schwerste und zähste, auch gegen Zersetzung widerstandsfähigste. Weniger wertvoll, aber infolge ihrer Billigkeit bevorzugt sind Fichte und Kiefer, wogegen die Tanne (Weiß- oder Edeltanne) wegen der Spaltbarkeit, der Weichheit und des geringen Harzgehaltes ihres Holzes wenig beliebt ist, falls sie nicht an Ort und Stelle wächst und daher billig ist.

Im einzelnen gestattet die nachfolgende Zahlentafel, das Ergebnis einer größeren Versuchsreihe<sup>1)</sup>, einen Vergleich der wichtigsten Holzarten nach

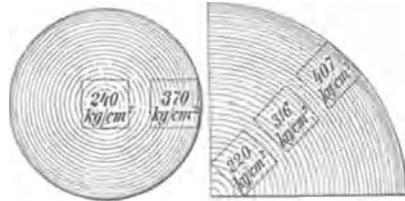


Abb. 15.  
Druckfestigkeit von Kiefernholzwürfeln in den verschiedenen Teilen des Querschnitts.

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1900, S. 191 u. f.; Dütting und Quast: Versuche über die Gebrauchsfähigkeit verschiedener Grubenholzarten zu Abbaustempeln.

Gewicht und Tragfähigkeit. Zu berücksichtigen ist dabei allerdings, daß diese Zahlen nur einen Anhalt geben, dagegen keine unbedingte Geltung beanspruchen können, da die jeweiligen Wachstumsbedingungen die einzelne Baumart so stark beeinflussen, daß die Unterschiede zwischen den unter gleichen Verhältnissen aufgewachsenen Bäumen verschiedener Gattung geringer sein können als die Unterschiede zwischen verschieden aufgewachsenen Bäumen derselben Gattung.

Holzart	Gewicht je Festmeter		Durchschnittliche Tragfähigkeit der Stempel			
	frisch kg	trocken kg	insgesamt bei einer Länge von		je cm <sup>2</sup> Querschnitt bei einer Länge von	
			1,5 m <sup>1)</sup> kg	2,5 m <sup>2)</sup> kg	1,5 m kg	2,5 m kg
Fichte . . . . .	830	490	14850—34500	28600—41200	112—260	105—206
Kiefer . . . . .	1000	590	17250—32900	15000—33600	130—248	75—168
Rotbuche . . . . .	1130	740	18200—38400	25600—50600	137—289	128—253
Weißbuche . . . . .	1060	720	12700—38400	—	96—289	—
Eiche . . . . .	1090	780	16600—30500	20400—36800	125—230	102—184
Akazie . . . . .	1000	770	28000—45000	—	211—339	—

<sup>1)</sup> Dicke 13 cm. <sup>2)</sup> Dicke 16 cm.

Jedes Holz hat die besondere Eigenschaft der Spaltbarkeit, die seinen Widerstand gegenüber radial wirkenden Druckkräften und quer zur Faser wirkenden Zugkräften auf ein Mindestmaß herabdrückt. Am stärksten ist die Spaltbarkeit bei den Hölzern mit geradlinigem Faserverlauf, insbesondere also bei den Nadelhölzern, am schwächsten bei den Hölzern mit wellig-verschlungenen Fasern (Eiche, Akazie) entwickelt. Der größte Fehler bei jeder bergmännischen Verwendung des Holzes ist also seine Beanspruchung auf Spaltung (vgl. die Beispiele in Abb. 33, 1—3, auf S. 48).

**27. — Fäulnisercheinungen beim Holz<sup>1)</sup>.** Das Grubenholz ist der Fäulnis stärker als andere Nutzhölzer ausgesetzt, weil es meist länger als diese nach dem Schlagen im Walde liegen bleibt und auch sonst nachlässiger behandelt wird, so daß es vielfach schon mit Fäulnisregern behaftet auf dem Holzplatze ankommt. Die Feinde des Holzes greifen nicht, wie man früher glaubte, nur den Saft, sondern auch die Holzmasse selbst (den „Zellstoff“) an. Das Steigen der Holzpreise und Löhne, zeitweise auch die Erhöhung der allgemeinen Grubenfeuchtigkeit durch die Berieselung hat die Bergbautreibenden immer stärker dahin gedrängt, die für die oberirdische Holzverwendung seit langer Zeit bekannten Schutzmaßnahmen auch auf das Grubenholz anzuwenden.

Zerstörend wirken: Luft und Wasser, chemische Einwirkungen und Kleinlebewesen (Bakterien und Pilze).

Luft und Wasser schaden dem Holz, wenn sie für sich allein einwirken, wenig, wie durch die lange Standdauer von Holz, das dauernd trocken bzw. naß gestanden hat, dargetan wird. Wasser wird sogar auch heute noch als Erhaltungsmittel benutzt, da es die Säfte aus dem Holz auslaugt und so verschiedenen tierischen und pflanzlichen Kleinlebewesen

<sup>1)</sup> Näheres zu den folgenden Ausführungen s. in dem auf S. 23 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Handbuch von Troschel.

den Nährboden entzieht, außerdem aber auch die gefährlichsten holzzerstörenden Pilze, den Hausschwamm und den Trockenfäulepilz, nach einiger Zeit tötet. Zwar wirkt der Wechsel von Nässe und Trockenheit zerstörend auf das Holz ein, wie manche Erfahrungen beweisen. Jedoch sind dann wohl hauptsächlich die Pilze usw. dafür verantwortlich zu machen, da durch solchen Wechsel, namentlich in Verbindung mit Temperaturschwankungen, das Holz rissig wird und so diesen Lebewesen mehr Angriffspunkte bietet.

Die eigentlichen Feinde des Holzes sind verschiedene Kleinlebewesen, von denen einige nur den Holzsaft, andere auch den Zellstoff selbst befallen, einige nur an der Luft, andere auch unter Luftabschluß, also im Innern des Holzes, gedeihen können. Am schädlichsten wirkt der zu den echten Pilzen gehörende Hausschwamm, der sich nicht mit einem oberflächlichen Überzuge begnügt, sondern spinnwebartig feine Fäden in das Innere des Holzkörpers entsendet, dessen einzelne Bestandteile er demnach mit einem vollständigen Netze durchzieht, sie dabei auslaugend, so daß sie ihren Zusammenhang verlieren. Er entsteht aus Samen („Sporen“) und bedarf zum Gedeihen einer gewissen mittleren Feuchtigkeit, (weshalb dauernd nasses sowohl wie auch dauernd trockenes Holz nicht von ihm behelligt oder wieder von ihm befreit wird), und einer mittleren Wärme von 15—30° C. Am günstigsten für ihn sind Wärmegrade von 15—20° C, also solche, wie sie unter Tage häufig vorkommen. Aus solchen Lebensbedingungen dieses Pilzes und anderer folgt, daß es eine „Trockenfäule“, die man früher annahm, nicht gibt, und daß die schützende Wirkung des Wassers nicht, wie nach der früheren Annahme, auf der Fernhaltung der Luft, sondern auf der Zerstörung der schädlichen Lebewesen beruht.

**28. — Bekämpfung der Fäulniserscheinungen.** Früher begnügte man sich vielfach mit kleineren Mitteln, wie Luftabschluß durch einen Anstrich, Auslaugen des Saftes, „Versteinen“ des Holzes durch mineralische Ausfüllung seiner Poren, Tränken mit Wasser u. dgl. Alle diese Mittel sind jetzt als unwirksam erkannt worden. Anstrich verursacht hohe Kosten, ist nicht dauernd dicht zu halten und schützt außerdem nicht gegen die der Luft nicht bedürftigen Pilze, welche die „Kernfäule“ bewirken; die Auslaugung des Saftes trifft die gefährlichsten Pilze nicht, da diese vom Holzstoff selbst leben; eine Versteinung macht das Holz sehr schwer, erschwert die Bearbeitung und ist dabei doch nicht völlig durchführbar, und die dauernde Tränkung mit Wasser läßt sich nur in Schächten, nicht in Strecken ausführen. Heute gehen daher alle Bestrebungen darauf aus, die als Hauptfeinde des Holzes erkannten Pilze durch Tränkung (Imprägnation) des Holzes mit keimzerstörenden (antiseptischen) Stoffen zu vernichten.

**29. — Allgemeine Beurteilung der Tränkungsverfahren<sup>1)</sup>.** Die durch ein sachgemäßes Tränken zu erzielende längere Standdauer der Grubenhölzer

<sup>1)</sup> S. das auf S. 23 in Anm. <sup>2)</sup> angeführte Buch von Troschel, S. 38 u. f.; — ferner Glückauf 1914, Nr. 16, S. 611 u. f.; 1921, Nr. 26, S. 601 u. f.; Dobbeltstein: Vergleichsversuche mit Imprägnierungsverfahren für Grubenholz; — ferner Bergbau 1931, Nr. 10, S. 131 u. f.; Dr.-Ing. Fr. Herbst u. A. Hentschel: Fäulniswidrige Holztränkung in ihrer heutigen Bedeutung für den Steinkohlenbergbau.

bringt außer der Verringerung der unmittelbaren Holzkosten noch verschiedene Nebenvorteile mit sich. Zunächst werden die Arbeiten zur Auswechslung der Zimmerung und damit die Zahl der Zimmerhauer verringert. Daraus ergibt sich aber wiederum eine Verringerung der bei diesen Arbeiten möglichen Unfälle durch die Werkzeuge und durch Stein- und Kohlenfall sowie eine geringere Störung der Förderung und Wetterführung.

Allerdings haften der Tränkung auch Nachteile an. Stets verursacht sie eine die Fortschaffung und den Ausbau erschwerende Gewichtszunahme der Hölzer. Manche Tränkstoffe verschlechtern außerdem die Grubenwetter, erhöhen die Brennbarkeit des Holzes oder veranlassen Hautentzündungen bei den Leuten. Auch lassen getränkte Hölzer sich schwieriger mit Beil und Säge bearbeiten. Die Tragfähigkeit leidet durch die Tränkung im allgemeinen nicht nennenswert, wenn die Erhitzung (Dämpfung) des Holzes, wie sie bei manchen Verfahren üblich ist, nicht zu weit (nicht über 100°) getrieben und nicht zu lange (nicht über 15 min) ausgedehnt wird.

Bei richtiger Handhabung des Tränkens werden seine Vorteile erheblich überwiegen. Unter „richtiger Handhabung“ ist dabei zu verstehen, daß das Holz vor der Tränkung sachgemäß behandelt (insbesondere zunächst getrocknet), daß die Tränkflüssigkeit den jeweiligen Anforderungen angepaßt wird, daß das Tränkverfahren nach Dauer und Nachdrücklichkeit der Wirkung nicht nur auf diese verschiedenen Anforderungen, sondern auch auf die verschiedenartige Beschaffenheit des Holzes Rücksicht nimmt und daß die betriebswichtigen Eigenschaften des Holzes durch die Tränkung nicht beeinträchtigt werden.

Für die Beurteilung der Holztränkung ist ferner zu beachten, daß diese Frage bei Grubenhölzern anders liegt als bei Hölzern über Tage. Zunächst kommt hier die Rücksicht auf den Gebirgsdruck hinzu, der die Tränkung für alle Hölzer überflüssig erscheinen läßt, deren Standdauer schon durch den Druck sehr verkürzt wird. Damit entfällt die Tränkung von vornherein für den Ausbau im Abbau und in allen druckhaften Strecken, weshalb z. B. eine westfälische Gaskohlenzeche bedeutend weniger Holz wird tränken können als eine Magerkohlengrube daselbst. Andererseits kommt die Tränkung über den reinen Holzaustrau hinaus für alle Holzeinlagen in Betracht, die einen sonst starren Ausbau nachgiebig gestalten sollen und diesen Zweck nicht mehr erfüllen, wenn sie faulen. Man kann annehmen, daß bei vollständiger Durchführung der Tränkung auf einer Grube der Anteil der zu tränken Hölzer je nach den Druckverhältnissen zwischen 5 und 20 % des Gesamtholzverbrauchs schwankt. Auf der anderen Seite werden aber bedeutend höhere Ansprüche an die chemische Widerstandsfähigkeit der Hölzer als über Tage gestellt, da die Grubenwetter sehr ungünstig auf das Holz einwirken. Am schädlichsten ist diese Wirkung in den ausziehenden Wetterstrecken, und da diese gleichzeitig in Gebirgstellen zu stehen pflegen, in denen der Druck einigermaßen zur Ruhe gekommen ist, so ist für den Holzaustrau in diesen Strecken die Tränkung in erster Linie von Bedeutung, zumal hier auch eine etwaige Verschlechterung der Wetter durch die Ausdünstungen der getränkten Hölzer keine Rolle mehr spielt. Im übrigen kommt auch für den Ausbau in allen wichtigeren, längere Zeit offen zu haltenden Förderstrecken und Querschlägen das Tränken in Frage.

Der Erfolg der Tränkung ist je nach Art und Beschaffenheit des Holzes verschieden. Bemerkenswert ist zunächst, daß Fichtenholz Tränkmittel nur schwierig aufnimmt. Sodann läßt sich Kernholz nur sehr schwer tränken, was z. B. für Kantholz-Bahnschwellen zu beachten, im übrigen aber für Grubenholz weniger wichtig ist, da für dieses in der Regel die Tränkung des Splintholzes ausreicht. — Im übrigen hängt die Wirkung des Tränkens einerseits von der Zusammensetzung und Beschaffenheit der Tränkflüssigkeit ab, andererseits von dem Tränkverfahren, d. h. von der Art und Weise, in der diese Flüssigkeit in das Holz hineingebracht wird.

**30. — Tränkflüssigkeiten.** Auf die in Betracht kommenden Flüssigkeiten kann angesichts der großen Zahl der vorgeschlagenen (bis jetzt über 200) nur ganz kurz eingegangen werden. Sie lassen sich in zwei Hauptgruppen einteilen, nämlich in Salzlösungen (anorganische Stoffe) einerseits und Teeröle (organische Stoffe) andererseits.

Die bewährtesten Salzlösungen enthalten entweder Metallsalze oder Alkali- bzw. Kalksalze. Zu den ersteren gehören Zink- und Quecksilberchlorid ( $ZnCl_2$  bzw.  $HgCl_2$ ), Eisen- und Kupfervitriol ( $FeSO_4$  bzw.  $CuSO_4$ ) und Alaun ( $Al_2[SO_4]_3$ ), zu den letzteren Fluorverbindungen ( $NaF$ ,  $KF$ ,  $CaF_2$ , Kieselfluornatrium [ $Na_2SiF_6$ ]), Kochsalz, Kalisalze und Kalkmilch ( $Ca[OH]_2$ ). Eine besonders stark antiseptische Wirkung scheinen die Fluorsalze zu haben. Neuerdings kommen diese auch in Verbindung mit nitrierten Phenolen, die gleichfalls sehr kräftig wirken, zur Anwendung.

Bezüglich der Teeröle haben die neueren Untersuchungen ergeben<sup>1)</sup>, daß die sauren Öle, insbesondere die Karbole, hinsichtlich der fäulniswidrigen Wirkung den neutralen Ölen (Naphthalin, Anthrazen und Bitumen) nicht wesentlich überlegen sind, andererseits aber leicht verdunsten, im Wasser löslich sind und durch den Luftsauerstoff leicht zersetzt werden. Man bevorzugt daher jetzt hochsiedende Öle, deren Siedepunkt für etwa 60% des Öles über 240° und deren spezifisches Gewicht bei 15° C zwischen 1,05 und 1,15 liegt.

An ein brauchbares Tränkmittel müssen folgende Anforderungen gestellt werden:

1. Es darf nicht zu teuer sein.
2. Seine Wirkung muß genügend kräftig sein. Allerdings ist dabei die Wirksamkeit des Tränkverfahrens zu beachten. Je kräftiger dieses wirkt, d. h. je tiefer das Holz mit der Flüssigkeit durchtränkt wird, um so schwächer kann die letztere sein; eine oberflächliche Tränkung erfordert also eine kräftiger wirkende Lösung als eine Kerntränkung.
3. Es darf keine erheblichen schädlichen Wirkungen, weder auf die Zimmerhauer noch auf die Holzmasse selbst, äußern, d. h. es darf nicht giftig sein, die Holzfaser nicht angreifen, ihre Brennbarkeit nicht zu sehr steigern und die Wetter nicht zu sehr verschlechtern.
4. Es muß sich möglichst fest mit der Holzfaser verbinden, soll also an trockenen Stellen nicht verdunsten, an nassen nicht durch das Wasser ausgewaschen werden.

<sup>1)</sup> S. das auf S. 23 in Anm. <sup>2)</sup> angeführte Buch von Troschel, S. 292 u. f. Heise-Herbst, Bergbaukunde II, 5. Aufl.

Prüft man daraufhin die obengenannten wichtigsten Lösungen, so ergibt sich als gemeinsamer Übelstand der anorganischen Salzlösungen, daß sie durch Wasser ausgewaschen werden können. Jedoch verhalten sich die einzelnen Salzlösungen verschieden; insbesondere sind die Fluorsalze, die sich durch besonders kräftige Wirkung auszeichnen, nur schwer auslaugbar. Auch läßt sich dieser Übelstand durch Mischen mit Ölen und anderen organischen Verbindungen bekämpfen. — Der Preis der Salze entspricht im allgemeinen ihrer fäulniswidrigen Kraft: das kräftigste Mittel, Quecksilberchlorid, ist auch das teuerste; die schwächsten Salze, Eisenvitriol und Kochsalz, sind die billigsten. — Schädliche Wirkungen äußern: das Quecksilberchlorid, das sehr giftig ist, das Eisenvitriol, das nach einiger Zeit durch Zersetzung freie Schwefelsäure abgibt, die die Holzfaser und eiserne Kappschuhe u. dgl. zerstört, und in geringerem Maße auch Zinkchlorid und Kochsalz, die das Holz spröde machen. Kalkmilch wirkt wahrscheinlich überhaupt nicht fäulniswidrig, sondern verstopft nur die Poren und umhüllt die Holzfaser, aber unvollkommen.

Die Teeröle haben sämtlich den großen Vorzug, in Wasser unlöslich zu sein und daher der Auslaugung durch Wasser zu widerstehen. Dabei ist ihre fäulniswidrige Wirkung recht kräftig. Solche Vorzüge haben diesen Tränkmitteln große Verbreitung verschafft. Andererseits werden sie von der Holzmasse nur langsam aufgenommen, so daß sie, wenn nicht mit Saug- und Druckverfahren (Ziff. 31) gearbeitet wird, nur oberflächlich eindringen, also keinen Schutz gegen die etwa im Innern des Holzes vorhandenen Pilze gewähren. Nachteilig ist ferner die ätzende, die Haut angreifende Wirkung der Teeröle, ihr scharfer Geruch, der nicht nur die Wetter verschlechtert, sondern auch durch seine Ähnlichkeit mit dem Brandgeruch das rechtzeitige Erkennen eines Grubenbrandes erschwert, und endlich besonders ihre Feuergefährlichkeit. Freilich sind die letzteren Nachteile in den für getränktes Holz in erster Linie in Frage kommenden ausziehenden Wetterstrecken von geringerer Bedeutung. Immerhin kann aber gesagt werden, daß für Grubenhölzer die Metallsalze, in erster Linie die Fluorverbindungen, den Vorzug verdienen.

**31. — Tränkverfahren.** Es lassen sich einfachere und sorgfältigere Verfahren nach der Stufenfolge: Anstrich — Tauchverfahren — Druckverfahren (mit und ohne Saugwirkung und mit und ohne Dämpfung) unterscheiden.

Der Erfolg wurde früher hauptsächlich nach der Menge der vom Holz aufgenommenen Tränkflüssigkeit beurteilt, die z. B. bei Kochsalzlösungen bis zu 30% des Holzgewichts ging. Neuerdings hat man aber erkannt, daß nur die zur Tränkung der Zellenwände verwandte Flüssigkeit wirksam ist, daß dagegen das Erfüllen der Poren des Holzes mit der Lösung nicht nur unnütz ist, sondern außerdem Nachteile bringt: es steigert den Verbrauch an Lösung und erhöht das Gewicht der Hölzer.

Das Anstrichverfahren ist im allgemeinen zu verwerfen, nicht nur wegen seiner unzulänglichen Wirkung, sondern auch wegen der hohen Lohnausgaben. Es kommt nur dort in Frage, wo sehr wenig Holz zu tränken ist oder die bei der Bearbeitung von getränktem Holz entstandenen Schnitt-

flächen getränkt werden sollen oder wo bereits gesetztes Holz nachträglich geschützt werden soll.

Beim Tauchverfahren werden die Hölzer durch eine auf- und abzubewegende Belastungsvorrichtung in ein mit der Tränkflüssigkeit gefülltes Bad gedrückt. Das Bad kann kalt oder heiß sein. Die Erhitzung ist wegen der kräftigeren Wirkung heißer Lösungen und der besseren Aufnahmefähigkeit des Holzes für solche vorzuziehen, sie wird durch eine eingelegte Dampfschlange erzielt. Die Dauer des Eintauchens schwankt von wenigen Minuten bis zu mehreren Stunden; beim Kochsalz z. B. hat man bis zur Dauer von 10 Stunden noch Aufnahme von Lösung durch das Holz festgestellt. Je länger die Tauchdauer, desto gründlicher ist im allgemeinen die Wirkung, desto geringer allerdings auch die Leistung einer Anlage. Der Behälter kann über dem Boden stehen oder in diesen eingelassen sein; er ist zu überdachen. Anfuhr, Eintauchen und Herausnehmen des Holzes erfolgt auf mechanischem Wege. Derartige Anlagen werden besonders von der Firma H. & E. Kruskopf G. m. b. H. in Dortmund ausgeführt.

Anstrich- und Tauchverfahren erfordern eine sorgfältige Vorbehandlung des Holzes: es soll gut ausgetrocknet und nicht nur von der Rinde, sondern möglichst auch vom Bast, der keine Flüssigkeit aufnimmt, befreit sein. Sie eignen sich nur für Splintholz, da bei Kernholz stärkere Mittel anzuwenden sind, um die Aufnahme der Flüssigkeit zu erzwingen.

Die Tränkung ist bei Anstrich nur ganz oberflächlich. Beim Tauchverfahren dringt Kochsalzlösung, die vom Holz gut aufgenommen wird, wesentlich tiefer ein als Teeröle, deren Tränkwirkung von der Oberfläche aus nur wenige Millimeter ins Innere reicht.

Das wirksamste Verfahren ist unstreitig das Saug- und Druckverfahren, bei dem im allgemeinen in folgender Weise gearbeitet wird: Zunächst wird durch Herstellung einer Luftverdünnung der Saft und die Luft teilweise aus dem Holze ausgetrieben und dieses dadurch im höchsten Maße aufnahmefähig für die Tränkflüssigkeit gemacht. Diese wird, auf etwa 70—90° C erwärmt, nach Beendigung des Luftabsaugens, das etwa 1 Stunde dauert, eingelassen und nunmehr 2—5 Stunden lang mit einem Druck von mehreren Atmosphären in das Holz eingepreßt.

Nach dem Saug- und Druckverfahren arbeiten die Rütgerswerke A.-G., Berlin, die Grubenholz-Imprägnierung G. m. b. H., Berlin (mit den Metallsalzen „Glückauf“, „Triolith“ usw. nach Wolmannschen Patenten), die Chemischen Fabriken vorm. Weiler-ter Meer in Ürdingen (mit der Metallsalzmischung „Basilit“) u. a. Bei einer derartigen Anlage (Abb. 16) nimmt ein langgestreckter zylindrischer Behälter  $K_1$ , der auch ein abgeworfener Dampfkessel sein kann, das Holz auf. Die zum Absaugen der Luft und zum Zuführen von Dampf und Flüssigkeit dienenden Rohrleitungen sind an den Dampfdom  $K_2$  angeschlossen. Das Tränksalz wird in Stücken angeliefert und im Bottich  $B_1$ , in den aus der Leitung  $w$  Wasser einströmt, unter Einleiten von Dampf durch das Rohr  $d_2$  und die Rührarme  $r$  aufgelöst. Die Lauge wird durch das Rohr  $l_1$  in den darunter befindlichen Sammelraum abgelassen. Aus diesem saugt der Kessel  $B_2$ , nachdem er durch die zu einer Luftpumpe führende Leitung  $p_1$  luftleer gemacht ist, die Lauge an und drückt

sie nach Anschluß des Rohres  $p_1$  an die Druckseite der Luftpumpe durch die Leitung  $l_3$  in den Dom. Letzterer war vorher durch die Leitung  $s$  luftleer gemacht worden, so daß der Saft aus dem Holz herausgesaugt werden konnte. Dieser wird nunmehr durch die unter Druck eindringende Lauge ersetzt. Gleichzeitig wird durch die Leitung  $d_1$  der Dampf zur Erhitzung der Lauge in den Kessel eingeführt. Die überschüssige Lauge läuft nachher durch  $l_4$  in den Sammelbehälter zurück. Das Holz wird samt dem Wagen, auf dem es sich befindet, nach Öffnung der Verschlüßtür in den Kessel eingefahren und auf dem-

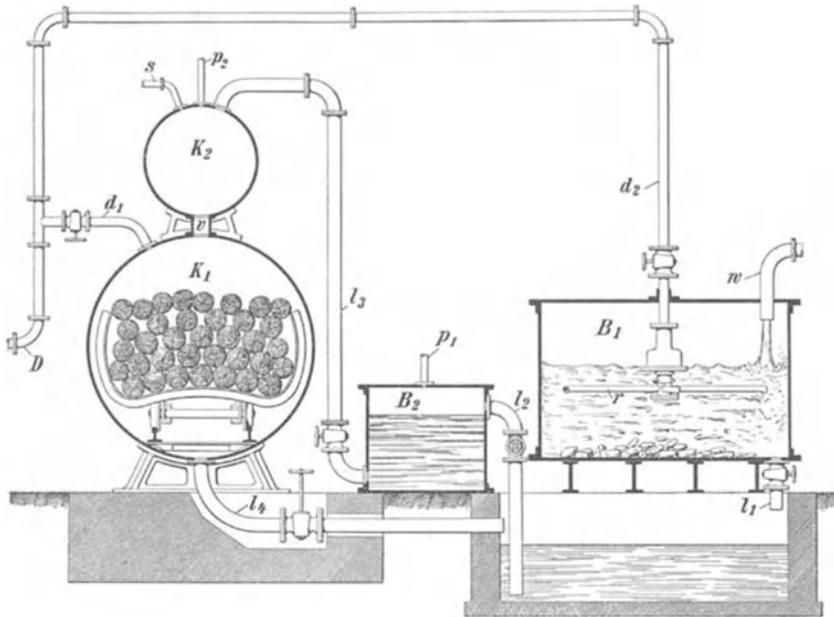


Abb. 16. Holztränkanlage nach dem Verfahren der „Grubenholz-Imprägnierung“ G. m. b. H.

selben Wege nachher wieder herausgeholt. Je mehr Holz im Kessel untergebracht werden kann, um so besser ist es, weil dann nicht nur die Leistung gesteigert, sondern auch der Dampfverbrauch für das Absaugen und Pressen verringert wird, da weniger Luftraum vorhanden ist.

Bei der Wolmannschen Salzmischung ist besonderer Wert auf das Fernhalten freier Säure gelegt worden, die das Holz und die damit in Berührung kommenden Eisenteile angreifen und durch ihre Einwirkung auf den Tränkekessel sowie entsprechende Zersetzung der Lösung das Tränkverfahren beeinträchtigen würde.

Die Saug- und Druckverfahren ermöglichen eine vollständige Durchtränkung des Holzes. Kernholz kann, soweit es überhaupt tränkbar ist, nur nach diesen Verfahren getränkt werden.

Neuerdings hat man gelernt, durch Anwendung der Spartränkverfahren<sup>1)</sup> den Verbrauch an Tränkstoff ohne Beeinträchtigung der Tränkwirkung auf ein Mindestmaß zu beschränken. Bei dem von Wassermann erfundenen und von Rüping weiter ausgebildeten Verfahren dieser Art wird die Erkenntnis verwertet, daß das Ausfüllen der Holzporenräume mit der Tränkflüssigkeit (Teeröl) unnötig ist und es nur auf das Durchtränken der Zellwände ankommt. Es wird daher vor dem Tränken das Holz einem Preßluftdrucke von 5 bis 8 atü ausgesetzt und dann das Öl unter ähnlichem Druck eingepreßt, worauf sich noch ein Absaugen unter einem Unterdrucke von etwa 60 cm Quecksilbersäule anschließt. Man erreicht dadurch, daß die sich entspannende Preßluft, die die Holzporen erfüllt hatte, die überschüssige Tränkflüssigkeit nach beendeter Trängung wieder her austreibt. Andere Sparverfahren arbeiten mit Verwendung von verbilligten Zusatzstoffen, indem z. B. zunächst verdünnte Salzlösungen mit Herstellung einer Luftleere in das Holz eingesaugt werden und dann erst Öl eingepreßt oder indem Ölemulsion mit Harzseife und Wasser verwandt wird.

**32. — Kosten der Trängung und die mit ihr zu erzielenden Ersparnisse.** Die Anlagekosten einer Tränkanlage mit Saug- und Druckverfahren können, wenn Dampf, Wasser, Druckluft usw. von der Zeche geliefert werden, bei einem Fassungsraum des Druckkessels von 20 m<sup>3</sup>, der eine Jahresleistung von etwa 10 000 Festmeter gestattet, auf 22 000—25 000 *ℳ* veranschlagt werden. Einen Überblick über die durchschnittlichen Kosten der mit Saug- und Druckwirkung arbeitenden Tränkverfahren je Festmeter Holz gibt folgende Zusammenstellung<sup>2)</sup>:

	Einzelbeträge <i>ℳ</i>	% der Gesamtkosten
Tränkmittel . . . . .	4,00—8,50	71,1—78,5
Löhne . . . . .	0,80—1,00	14,2— 9
Dampf und Wasser . . . . .	0,40—0,60	7,1— 5,5
Druckluft . . . . .	0,03—0,05	0,5
Tilgung, Verzinsung, Instandhaltung (15—18%) . . . . .	0,40—0,70	7,1— 6,5
insgesamt	5,63—10,85	100,0

Nimmt man nun beispielsweise an, daß eine Grube insgesamt 30 000 Festmeter Holz ausbau zu unterhalten hat und die Holzkosten durchschnittlich 26 *ℳ*, die Einbaukosten 22 *ℳ*, die Trängungskosten 10 *ℳ* je Festmeter betragen, so belaufen sich die jährlichen Holzkosten für ungetränktes Holz bei einer durchschnittlichen Standdauer dieses Holzes von 1½ Jahren auf  $\frac{30000 \cdot (26 + 22)}{1,5} = 960000$  *ℳ*, für getränktes Holz bei einer Standdauer von *x* Jahren auf  $\frac{30000 \cdot (26 + 22 + 10)}{x}$  *ℳ*. Rechnet man mit einem An-

<sup>1)</sup> S. das auf S. 23 in Anm. <sup>2)</sup> angeführte Buch von Troschel, S. 255 u. f.

<sup>2)</sup> Vgl. den auf S. 31 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von Dr.-Ing. Fr. Herbst und A. Hentschel, S. 159.

teil des getränkten Holzes am Gesamtverbrauch von 0,1 bzw. 0,2, so ergeben sich folgende Ersparnisziffern:

Anteil des getränkten Holzes an der Gesamtmenge eingebauten Holzes	Jährliche Ersparnis bei einer Standdauer der getränkten Hölzer von			
	2 Jahren	3 Jahren	4 Jahren	8 Jahren
0,1 (= 10%)	9 000	38 000	52 500	74 250
0,2 (= 20%)	18 000	76 000	105 000	148 500

## 2. Einfacher Holzausbau (Stempelausbau).

**33. — Allgemeines.** Beim Stempelausbau finden lediglich Einzelhölzer Verwendung, die zwischen 2 Gebirgsflächen fest eingespannt werden. Angewandt wird dieser Ausbau in Strecken sowohl wie auch besonders in Abbauräumen. Dabei ist eine dreifache Art der Beanspruchung möglich, nämlich auf Zerdrückung, auf Zerknickung und auf Biegung. Auf Zerdrücken bzw. Zerknicken werden die Stempel dann beansprucht, wenn sie nur eine über ihnen befindliche Last, z. B. das Hangende im Abbau, tragen sollen. Diese Beanspruchung tritt am meisten bei flacher Lagerung auf, wogegen bei steilerem Einfallen mehr und mehr die Biegungsbeanspruchung (durch überhängende Stöße, aufgelegte Bühnen mit Belastung usw.) hinzutritt. Unter Zerknicken versteht man das Brechen eines Stempels, nachdem dieser durch den Druck durchgebogen ist. Es tritt im allgemeinen bei Holzsäulen erst ein, wenn deren Länge gleich dem 24fachen des Durchmessers ist. Doch lassen sich Stempel nicht mit solchen unverrückbar aufgestellten Säulen über Tage vergleichen, da das Gebirge meist auch in einer gewissen schiebenden Bewegung ist und dadurch die Beanspruchung der Stempel bedeutend ungünstiger wird. Man muß daher nach Versuchen von Stens<sup>1)</sup> annehmen, daß bei ihnen Zerknickung schon bei einem Verhältnis der Länge zum Durchmesser wie 10:1 möglich wird, so daß also z. B. ein Stempel von 10 cm Durchmesser bereits bei 1 m Länge zerknickt werden kann. — Eine Inanspruchnahme auf Biegung ist zu verzeichnen bei allen quer zur Längsrichtung beanspruchten Stempeln, z. B. solchen, die zum Zurückhalten lockerer Stöße oder hereinbrechender rolliger Massen oder zum Abfangen von Schweben, von Bergeversatz u. dgl. verwandt werden, sei es nun, daß sie diesen Druck unmittelbar aufnehmen oder daß er durch den Verzug auf sie übertragen wird.

**34. — Anwendung und Ausführung des einfachen Stempelausbaues.** Die größte Wichtigkeit hat der reine Stempelausbau für die Abbaubetriebe in flözartigen Lagerstätten, und zwar bei gutartigem Gebirge. Die Stempel werden in regelmäßigen, je nach dem Verhalten des Hangenden wechselnden Abständen gesetzt. Bei flacher Lagerung kann der Stempel im allgemeinen rechtwinklig zur Schichtung gestellt werden, doch wird es unter einem Hangenden, das bei größerem Gebirgsdruck zum Bergeversatz hin abzuwandern sucht, erforderlich, ihm am oberen Ende eine schwache Neigung nach dem Stoß hin zu geben. Bei steilerem Einfallen läßt man den Stempel mit etwa 5° von der rechtwinkligen Lage gegen das Ein-

<sup>1)</sup> Glückauf 1911, Nr. 17, S. 653; Stens: Über nachgiebigen Grubenausbau.

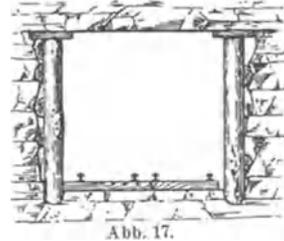
fallen hin abweichen („gibt ihm 5° Strebe“, Abb. 33<sup>4</sup> auf S. 48), weil er hier auch noch einen gewissen Schub des Hangenden in der Fallrichtung aufzunehmen hat, der ihn bei rechtwinkliger Stellung umwerfen würde.

In Strecken kann man nur unter besonders günstigen Verhältnissen mit einfachem Stempelausbau auskommen (Abb. 17), so daß er hier keine große Rolle spielt.

Im Abbau zu verwendende Stempel dürfen, da sie nur vorübergehend Verwendung finden und in großen Mengen gebraucht werden, nicht teuer sein, besonders wenn sie nicht wieder gewonnen werden können. Sie müssen ferner vor dem Brechen bis zu einem gewissen Grade durch Zusammenstauchen nachgeben. Endlich dürfen sie nicht unvermutet brechen (sie müssen „warnen“). Diesen Erfordernissen entspricht im deutschen Bergbau in der Regel am besten das Kiefern- und Fichtenholz; Eichen-, Weißtannen- und Weißbuchenholz ist zu teuer, und Rotbuchenholz bricht wegen seiner Sprödigkeit plötzlich.

Kurze Stempel, die nur zum vorübergehenden Abstützen einer unter-schränkten Kohlenbank oder einer nach Gewinnung der Unterbank noch anstehenden Oberbank dienen, werden als „Bolzen“ bezeichnet.

Ist das Liegende genügend fest, so wird der Stempel unten etwas behauen und „barfuß“ in ein Bühnloch gestellt. Bei sehr weicher Beschaffenheit des Liegenden (z. B. bei Ton, weicher Braunkohle u. dgl.) muß er ein Stück Rundholz, einen „Fußpfahl“, als Unterlage erhalten. Gegen das Hangende bzw. die Firste wird der Stempel unter Zwischenfügen eines „Anpfahls“, d. h. eines Halb- oder Rundholzes, getrieben. Ein solcher Anpfahl gestattet zunächst durch seine mehr oder weniger starke Zusammenpressung kleine Fehler bei der richtigen Bemessung der Stempellänge auszugleichen. Ferner wird infolge dieser polsterartigen Zwischenlage das Hangende beim „Antreiben“ des Stempels weniger beansprucht. Auch erhöht der Anpfahl als „Quetschholz“ die Nachgiebigkeit des Ausbaues, und zwar in um so höherem Maße, je dicker er ist. In vielen Fällen wird außerdem der Anpfahl länger genommen und dann zum Abfangen des Hangenden in der Nachbarschaft des Stempels benutzt. Insbesondere können dann kleine „Schnitte“ im Gebirge durch den Anpfahl überdeckt und so Schalen von nicht zu großer Dicke festgehalten werden. Freilich darf die Länge der Anpfähle ein gewisses Maß nicht übersteigen, da ihre Enden sonst nur noch sehr geringe Tragfähigkeit haben und die Hauer dann leicht in falsche Sicherheit gewiegt werden, zumal etwa am Ende der Anpfähle sich lösende Gesteinstücke einen langen Hebelarm finden, mit dem sie den Stempel umwerfen können. Am weitesten geht der deutsche Braunkohlenbruchbau bei dieser Ausnutzung der Anpfähle: diese (a in Abb. 18)



Stempelausbau in Strecken.

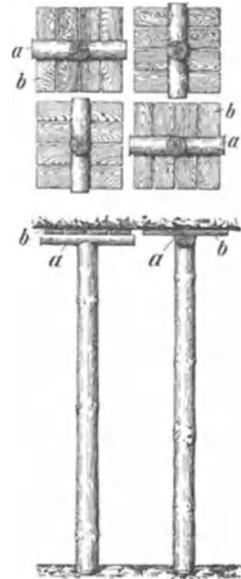


Abb. 18. Stempelausbau im deutschen Braunkohlenbruchbau.

werden hier nicht nur verhältnismäßig lang genommen, sondern auch noch mit Brettern oder Pfählen  $b$  verzogen, so daß eine Fläche von etwa  $1 \text{ m}^2$  von einem Stempel gestützt wird. Man trägt dabei Sorge, durch abwechselnde Längs- und Querstellung der Anpfähle und Verzugpfähle diese möglichst gleichmäßig zu beanspruchen. Eine derartige Zimmerung bildet schon den Übergang zur Kappenzimmerung, und in der Tat werden diese Anpfähle vom Braunkohlenbergmann auch als „Kappen“ bezeichnet. Doch sollen hier und im folgenden unter dieser letzteren Bezeichnung nur Hölzer verstanden werden, die von mindestens zwei Stempeln getragen werden.

**35. — Nachgiebiger Stempelausbau.** Das Bedürfnis nach einem nachgiebigen Ausbau ist zwar am größten in Strecken, wogegen es im Abbau, wie bereits erwähnt, um so geringer wird, je schneller der Abbau fortschreitet und je langsamer das Hangende sich setzt. Jedoch machen sich immerhin schon beim einfachen Abbau mit Bergeversatz Stempel mit nicht ausreichender Nachgiebigkeit unvorteilhaft bemerklich: entweder knicken sie und schieben dabei den Versatz zur Seite, so daß Hohlräume in ihm entstehen, oder sie stehen zu fest eingekellt, um knicken zu können, stören dann aber das gleichmäßige Setzen des Hangenden. Besonders aber ergibt sich bei Verwendung maschineller Hilfsmittel beim Abbau, wie z. B. bei der Abbauförderung mit Schüttelrutschen u. dgl. (vgl. dazu den Abschnitt „Förderung“) und bei Benutzung von Strebschrämmaschinen (vgl. Bd. I, Abschnitt „Gewinnungsarbeiten“), die Notwendigkeit, einen bruchfreien Stempelausbau zu haben, da diese Vorrichtungen Bewegungsfreiheit vor dem Abbaustoß erfordern, die nicht durch gebrochene Stempel beeinträchtigt werden darf.

Was die Mittel zum Erzielen einer genügenden Nachgiebigkeit betrifft, so ist zunächst zu berücksichtigen, daß jeder Holzausbau schon an sich etwas nachgeben kann. Die Stempel lassen sich in sich etwas zusammendrücken, und zwar nach verschiedenen Versuchen um etwa 3—5%; ein Stempel von 1,5 m Länge kann also eine Senkung des Hangenden von 5—7 cm aushalten, ohne zu brechen. Auch die Beschaffenheit des Gebirges kann das Nachgeben des Ausbaues erleichtern, da bei mildem Sohlen- oder Liegendgestein die Stempel sich bruchfrei in dieses hineindrücken können. In vielen Fällen wird aber die so durch die Stempel bewirkte „Zerspiefung“ des Liegenden unerwünscht sein, so daß man dann Quetschhölzer unterlegen oder einen anderen Ausbau wählen muß. Die Quetschhölzer, die sich auf etwa 50% zusammendrücken lassen, werden aus weichem Holze geschnitten und um so dicker genommen, je stärkere Bewegungen abzufangen sind<sup>1)</sup>.

Immerhin reichen diese einfachen Hilfsmittel nur bei geringerer Flözmächtigkeit aus: in einem Flöz von 0,4 m Mächtigkeit z. B. ermöglicht ein Stempelausbau mit Kopf- und Fuß-Quetschhölzern von je 0,15 m Stärke ein Nachgeben von etwa 2 cm durch den Stempel und 15 cm durch die Quetschhölzer, insgesamt also von 17 cm = etwa 40% der Flözmächtigkeit. In einem Flöz von 2,5 m dagegen würde die Gesamt-Nachgiebigkeit dieses Stempelausbaues nur etwa  $10 + 15 = 25 \text{ cm} = 10\%$  der Flözmächtigkeit ausmachen.

**36. — Angespitzte und angeschärfte Stempel.** Das wichtigste Mittel zur Erhöhung der Nachgiebigkeit ist das zuerst auf der Steinkohlen-

<sup>1)</sup> Näheres s. in dem auf S. 21 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Buche von Funke, S. 19 u. f.

zeche Rheinpreußen bei Homberg in größerem Umfange eingeführt<sup>1)</sup> Schwächen der Stempel am unteren Ende. Man schafft also künstlich eine schwache Stelle, die dem Drucke zuerst nachgibt, so daß der Stempel am Fuße unter entsprechender Verkürzung quastartig auseinandergestaucht wird. Diese Schwächung besteht in einem Anspitzen, d. h. einer allseitigen Verjüngung, oder in einem Anschärfen, d. h. einem nur zweiseitigen Anschneiden.

Angespitzte Stempel nach Abb. 19 kommen dort in Betracht, wo wegen genügender Höhe oder kurzer Standdauer des Ausbaues Quetschhölzer, die von ihnen zerdrückt werden würden, nicht erforderlich und schiebende Kräfte im Gebirge, quer zur Stempelachse, nicht zu befürchten sind. Solche Fälle liegen besonders beim Abbau in flacher Lagerung vor, während im Streckenausbau sich die ungünstigen Wirkungen des Anspitzens — Zerstörung der Sohle, ungenügende Widerstandskraft gegen Seitendruck — meist zu stark bemerklich machen. Der Fußfläche beläßt man eine Kantenlänge von etwa 5 cm.

Angeschärfte Stempel dagegen können in Verbindung mit Quetschhölzern und bei Seitendruck verwandt und auch bei steiler Lagerung benutzt werden, da man die durch das Anschärfen entstehende Schneide in die Richtung der stärksten Beanspruchung stellen kann. Für Nadelhölzer mit ihrem härteren Splint ergibt sich beim Anschärfen die Schwierigkeit, daß die verschiedenen Stellen der Schneide verschieden stark nachgeben und daher der Stempel infolge innerer Spannungen spalten kann. Man soll daher durch Fortnahme des Hartholzes an den beiden Enden („Verbrechen“ der Kanten) gemäß Abb. 20 diese Ungleichmäßigkeit möglichst beseitigen.

Da von langen Stempeln im allgemeinen eine größere Nachgiebigkeit als von kurzen verlangt werden muß, so müssen lange Stempel höher hinauf angeschnitten werden als kurze. Man kann mit Rücksicht darauf, daß lange Stempel in der Regel auch dicker sein müssen, gemäß Abb. 19 bis zum Vierfachen des Durchmessers gehen, muß jedoch dieses Maß um so stärker verringern, je größere seitliche Beanspruchungen irgendwelcher Art zu befürchten sind.

Bei längerer Standdauer der Hölzer muß, da durch das quastartige Auftreiben des Stempelfußes die Nachgiebigkeit des Stempels nach und nach verringert wird, ein Nachschärfen an Ort und Stelle erfolgen. Man hat auf diese Weise schon Verkürzungen der Stempel auf 50% ohne Bruch herbeiführen können. Allerdings erfordert dieses Nachschärfen besondere Aufmerksamkeit,

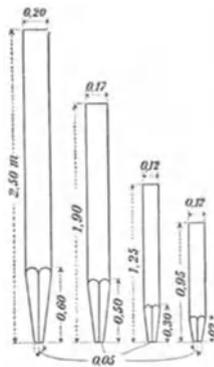


Abb. 19. Angespitzte Stempel verschiedener Länge.

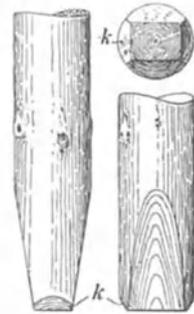


Abb. 20. Angeschärfter Stempel mit verbrochenen Kanten.

<sup>1)</sup> Der Bergbau auf der linken Seite des Niederrheins (Festschrift z. XI. Allg. deutsch. Bergmannstag), Teil III; Schwemann: Der Grubenausbau, S. 162.

damit es in der richtigen Weise und weder zu früh noch zu spät geschieht; man sollte also besonders angelernte Zimmerhauer dazu verwenden. Das Nachschärfen kommt für angespitzte Stempel wenig in Frage, da sie im Abbau nicht lange zu stehen brauchen und in Strecken an der Hinterseite zu wenig zugänglich sind. Angeschärfte Stempel dagegen stehen mit der Schneide quer zum Streckenstoß (s. Abb. 38 auf S. 52) und können daher

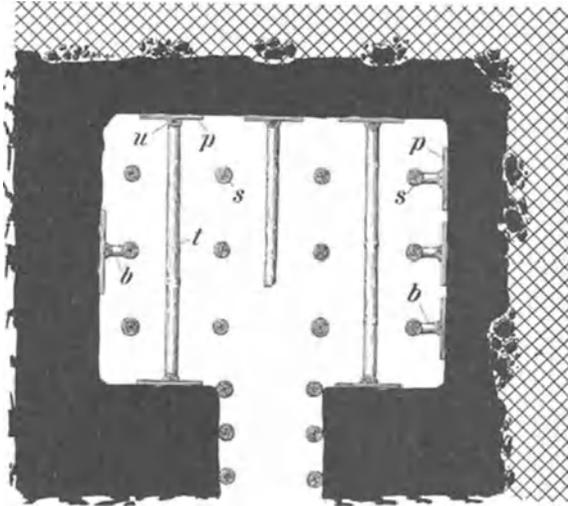


Abb. 21. Verspreizung beim Braunkohlenbruchbau.

bequem bearbeitet werden. Die Bearbeitung erfolgt am einfachsten mit dem Beile. Doch hat man neuerdings, weil dabei der Stempel stärker erschüttert wird und daher gelegentlich Unfälle vorkommen, mit dem Nachschärfen mit Hilfe eines Abbauhammers mit schneidendem Werkzeug gute Erfahrungen gemacht. Auch das Stemmeisen kann verwandt werden.

Belastungsversuche<sup>1)</sup> mit angespitzten Stempeln mittels einer hydraulischen Presse haben folgendes Ergebnis gehabt:

Stempel-		Maß der Verkürzung in Zentimetern bei einem				
Länge	Durchmesser	Drucke von				
cm	cm	5300	7500	10600	15200	18000 kg
110	10	5 <sup>2)</sup>	11	—	—	—
210	15	—	7 <sup>2)</sup>	12	15	19

Die Stempel gaben also bei einmaligem Anspitzen um rund 10% nach. Bei einer Belastung von 32 000 kg erfolgte bei den stärkeren Stempeln noch kein Bruch — ein Beweis für die günstige Wirkung des Anspitzens.

**37. — Ausbau mit Spreizen oder Streben.** Spreizen steifen in söhlicher Lage Flächen gegeneinander ab. Eine solche Abspreizung wird im deutschen Braunkohlenbergbau verschiedentlich in größerem Maßstabe regelrecht durchgeführt, wenn der einzelne Bruch (vgl. Bd. I, „Pfeilerbruchbau“)

<sup>1)</sup> Glückauf 1908, Nr. 16, S. 560; Dr. Hecker: Neuerungen im Grubenausbau.

<sup>2)</sup> Beginn der Quastenbildung.

weiter herausgearbeitet und die Kohle nicht von besonders fester Beschaffenheit ist. Man kann dann nach Abb. 21 teils die Stöße durch Absteifen gegen die nächsten Stempel mit Hilfe der Spreizen *b b* sichern, teils auch die Spreizen von einem Stoß durch den ganzen Abschnitt hindurch bis zum gegenüberliegenden Stoß gehen lassen (*t*). Im ersteren Falle müssen bei stärkerem Druck auch die Stempel unter sich noch wieder verspreizt werden. — Eine Abstützung durch Streben wird durch Abb. 22 veranschaulicht.

**38. — Stempelausbau mit Bieungsbeanspruchung.** Ein Stempelausbau, der außer der Druck- oder Knickbeanspruchung auch eine mehr oder weniger starke Bieungsbeanspruchung (also Seitendruck) auszuhalten hat, ist der zum Abfangen von Schweben oder Firsten oder von Versatzbergen oder zum Schutz der Abbauräume gegen den alten Mann dienende.

Ein solcher Ausbau muß in mächtigeren Lagerstätten durch Hilfstempel oder Streben verstärkt werden.

Beim Abfangen von Schweben (Abb. 23) kann der Stempel entweder beiderseits eingebüht (Abb. 23 *a*) oder an dem einen Ende durch einen Keil gestützt werden (Abb. 23 *b*). Im ersteren Falle muß das eine Bühnloch mit einer seitlich sich anschließenden „Bahn“ hergestellt werden, um das Einschieben des Stempels von der Seite her zu ermöglichen. Eine verstärkte Zimmerung dieser Art für größere Mächtigkeit oder gebräuchere Kohle oder längere Standdauer des Ausbaues zeigt Abb. 24; die Schwebestempel sind hier durch Strebstempel („Spitzbau“) abgestützt.

Schwebestempel dürfen nicht nachgiebig sein, da sie während der meist kurzen Zeit ihrer Wirksamkeit ein Zerdrücken der Schweben verhüten sollen.

Einen ähnlichen Zweck haben die Firstenstempel, mit denen man bei steiler Lagerung an Stelle der Türstock- oder Schalholzimmerung auskommen kann, wenn das Nebengestein fest ist. Eine Versteifung kann bei größerer Mächtigkeit hier am einfachsten durch Mittelstempel (in Westfalen auch „Bockstempel“ genannt) erfolgen. Abb. 25 zeigt eine solche Zimmerung und läßt gleichzeitig erkennen, wie der durch die Mittelstempel abgeschlagene

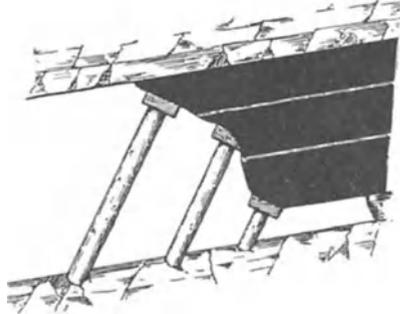


Abb. 22. Abstützung eines überhängenden Kohlenstoßes durch Strebentempel.

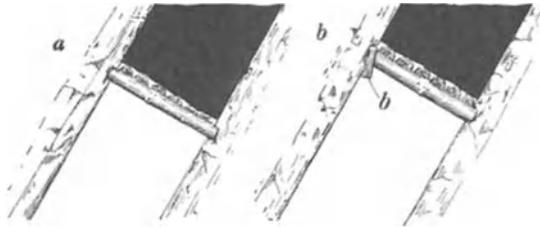


Abb. 23 *a* und *b*. Abfangen von Schweben in Flözen.

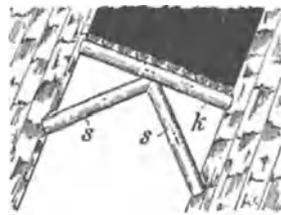


Abb. 24. Spitzbau zur Verstärkung von Schwebestempeln.

Raum zum Unterbringen der aus dem Bergemittel fallenden Berge mit ausgenutzt ist.

Soll Bergeversatz bei steiler Lagerung durch Stempelschlag abgefangen werden, so muß dieser nachgiebig sein, um beim Zusammendrücken des Versatzes nicht zu brechen, und einen kräftigen Verzug erhalten, mit dem er dann einen „Bergekasten“ bildet. Ein Beispiel gibt

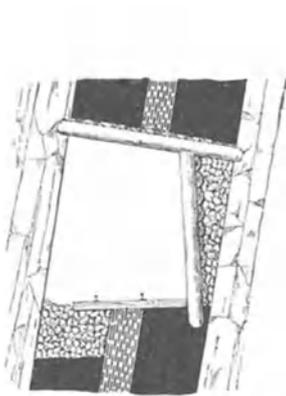


Abb. 25. Firstenstempel mit Abstützung durch Mittelstempel.

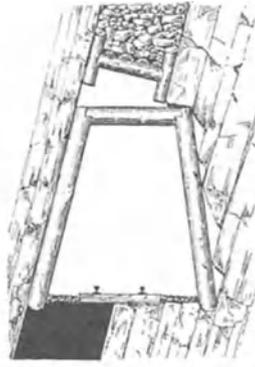


Abb. 26. Abfangen von Bergeversatz durch Halbhölzer auf Stempeln mit Fußpfahl und Anpfahl (Bergekasten).

Abb. 26. Die Nachgiebigkeit wird hier durch Kopf- und Fußhölzer erzielt; sie kann bei größerer Flözmächtigkeit durch ein schwaches Anschärfen der Stempel an beiden Enden vergrößert werden. (Über das Tragen des Versatzes durch die Streckenzimmerung selbst vgl. die Ausführungen in Ziff. 54 und die Abbildung 55 daselbst.)

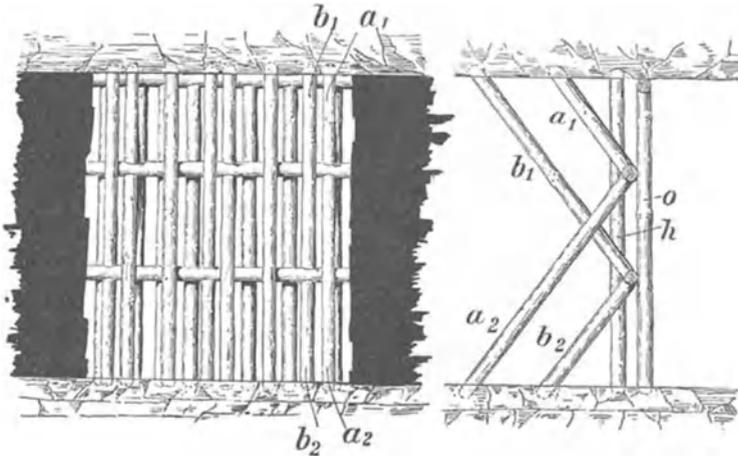


Abb. 27. Streckensicherung durch eine Orgel mit Versatzung im oberschlesischen Pfeilerbau.

Eine dem oberschlesischen Pfeilerbruchbau eigene Stempelzimmerung ist der Ausbau mit dicht nebeneinander gestellten Stempeln, die eine „Orgel“ bilden. Sie sollen das Hereinrollen der im alten Mann aus dem Hangenden niedergebrosenen Blöcke in den Abbauabschnitt und die zugehörige Strecke verhüten und werden deshalb bei dem schwebenden Vorgehen nach oben von vornherein auf der nach dem Bremsberge hin gelegenen Seite des Abschnittes eingebaut (vgl. Bd. I, „Pfeilerbruchbau“). Die Orgelstempel sind von besonderer Wichtigkeit, wenn ohne „Bein“ gearbeitet wird; sie müssen dann

entsprechend dichter gestellt werden. Die Abbaustrecken sowie der Kopf der Bremsberge müssen in derselben Weise gesichert werden. Man verstärkt hier vielfach die Orgel noch durch eine sog. „Versatzung“, die in besonders kräftiger Ausführung durch Abb. 27 veranschaulicht wird. Hier werden die Orgelstempel  $o$  zunächst durch 2 Lagen quergelegter Rundhölzer gestützt und diese ihrerseits nicht nur durch eine zweite Stempelreihe  $h$  gehalten, sondern auch noch durch die Streben  $a_1 b_1$  und  $a_2 b_2$  gegen das Hangende und Liegende abgesteift.

### 3. Zusammengesetzter Holzhausbau.

**39. — Vorbemerkung.** Beim zusammengesetzten Holzhausbau wird das Gebirge nicht in je einem Punkte, sondern längs einer oder mehrerer Linien gestützt. Das Hauptgebiet dieser Zimmerung ist der Streckenausbau; doch finden wir auch im Abbau Ausbaurverfahren, die hierher zu rechnen sind. Der zusammengesetzte Ausbau ist teils schon an sich nachgiebig, teils kann er durch besondere Mittel nachgiebig gemacht werden.

**40. — Holzpfeiler.** Eine Mittelstellung zwischen dem Stempel- und dem zusammengesetzten Ausbau im engeren Sinne nehmen die Holzpfeiler (auch „Holzschränke“, „Scheiterhaufen“ oder „Kreuzlager“ genannt) ein, die aus einer ganzen Anzahl von kreuzweise gelegten Holzstücken gebildet sind. Sie können als nachgiebiger oder starrer Ausbau verwandt werden. In ersterer Ausführung, wie sie z. B. die Abbildungen 38 auf S. 52 und 56 u. 57 auf S. 61 zeigen, finden sie ein ausgedehntes Anwendungsgebiet in Strecken aller Art, namentlich in Sohlen-, Abbau- und Teilstrecken und in Bremsbergen. Sie bieten dann den großen Vorteil, daß sie nicht nur selbst alle Gebirgsbewegungen mitmachen und sich dabei auf etwa die Hälfte ihrer ursprünglichen Höhe zusammendrücken lassen, sondern daß sie auch die über sie gelegten Kappen durch diese Nachgiebigkeit gewissermaßen zu Teilen des Gebirgskörpers machen. Es fallen also die Stempel fort, die zwar gleichfalls nachgiebig gemacht werden können, sich aber doch grundsätzlich immer dem gleichmäßigen Nachsinken des Gebirges widersetzen.

In der Regel werden die nachgiebigen Holzpfeiler als hohle Säulen aufgebaut, deren Inneres mit kleinen Bergen angefüllt wird, die dem Ganzen vorläufig einen inneren Halt geben sollen. Das Holz ist meist altes, wiedergewonnenes Rundholz. Doch wird bei großem Bedarf an Holzpfeilern auch frisches Holz für diese zurechtgeschnitten. Holzpfeiler, die nur aus dicht aneinander gelegten Hölzern bestehen, also keine Bergefüllung erhalten, erfordern sehr viel Holz und werden daher nur bei großem Anfall von Altholz oder niedrigen Holzpreisen hergestellt. Jedenfalls sollte aber auch dann immer genügend Platz zwischen den einzelnen Hölzern gelassen werden, um ihr allmähliches Zusammendrücken zu gestatten. Auch im übrigen muß alles vermieden werden, was der Zusammendrückung hinderlich ist. Insbesondere sollen die Holzpfeiler nicht um Stempel herum aufgebaut oder doch wenigstens diese angesägt oder stark nachgespitzt werden; auch darf die Bergefüllung nicht zu dicht sein. Die Auflagestellen der einzelnen Hölzer müssen genau übereinander und senkrecht zur Fallrichtung liegen. Die Länge der Hölzer muß mit der Höhe der Holzpfeiler, d. h. mit der Mächtigkeit der Lagerstätte, zunehmen.

Die Holzpfeiler lassen sich am bequemsten bei flacher Lagerung herstellen. Jedoch verwendet man sie ihrer Vorzüge wegen auch bei größeren Fallwinkeln; sie müssen dann durch vorgeschlagene Stempel ( $s_1$ — $s_3$  in Abb. 28) vor dem Abrutschen gesichert werden.

Der Holzsparnis wegen läßt man häufig die Holzpfeiler auch mit Bergemauern abwechseln (vgl. z. B. Abb. 57 auf S. 61 und Abb. 58 u. 59 auf S. 62).

Starre Holzpfeiler werden im Abbau verwandt, und zwar in erster Linie beim Abbau mit Selbstversatz (vgl. Bd. I, 6. Aufl., S. 425). Sie sollen hier

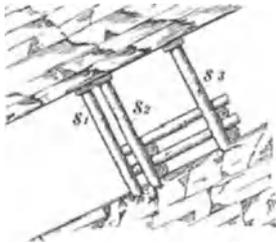


Abb. 28. Sicherung von Holzpfeilern in geneigten Lagerstätten.

das Hangende während der kurzen Zeit der Kohlegewinnung sicher tragen und hinter sich sein Abreißen und Hereinbrechen ermöglichen. Solche Holzpfeiler werden nicht aus Rund-, sondern aus Kantholz hergestellt, damit größere Auflageflächen für die Tragwirkung zur Verfügung stehen; außerdem wird hier nach Möglichkeit Eichen- oder sonstiges Hartholz in Gestalt abgeworfener Schwellen der Reichsbahn verwendet. Rechnet man mit einer Druckfestigkeit von Eichenholz (quer zur Faser) von  $140 \text{ kg/cm}^2$  und einer Breite der einzelnen Hölzer von je 20 cm, so ergeben sich in jeder Lage 4 Auflagestellen mit insgesamt  $4 \cdot 20^2 = 1600 \text{ cm}^2$  Fläche; die Tragfähigkeit beläuft sich also auf  $1600 \cdot 140 \sim 225000 \text{ kg}$ , wenn der Holzpfeiler gleichmäßig beansprucht wird. Solche Holzpfeiler müssen, dem Vorrücken des Abbaustoßes folgend, regelmäßig wieder abgetragen und neu aufgebaut werden. Man setzt sie daher auf eine Unterlage von Bergen oder Kohlenklein, um ein zu festes Einklemmen durch den Gebirgsdruck zu verhüten.

Wie groß die Abmessungen von Holzpfeilern in mächtigen Lagerstätten werden können, zeigen Beispiele aus dem oberschlesischen Steinkohlenbergbau und australischen Erzbergbau, wo Holzpfeiler von  $4 \text{ m}^2$  Fläche und 6—10 m Höhe vorkommen.

Unterlagen für die Kosten von Holzpfeilern gibt folgende Zusammenstellung:

Flöz- mächtig- keit m	Holz- länge m	Erforder- liche Stück- zahl	Stückpreis für		Holzkosten für		Lohn M	Gesamtkosten bei Verwendung von		
			frisches Holz M	Alt- holz M	frisches Holz M	Alt- holz M		frischem Holz M	Altholz M	
1. Starre Pfeiler aus Eisenbahnschwellen (15 × 25 cm) mit Kohlenklein-Unterlage										
1,00	0,80	12	—	0,90	—	10,80	3,20	—	14,—	
1,50	1,20	18	—	1,30	—	23,40	3,60	—	27,—	
2,50	1,50	30	—	1,60	—	48,—	4,50	—	52,50	
2. Nachgiebige Pfeiler aus Rundholz (15 cm Ø) mit Bergefüllung										
1,00	0,80	14	0,40	0,15	5,60	2,10	3,50	9,10	5,60	
1,50	1,20	20	0,55	0,20	11,—	4,—	5,—	16,—	9,—	
2,50	1,50	34	0,70	0,25	23,80	8,50	10,—	33,80	18,50	
3. Nachgiebige Pfeiler aus Rundholz (10 cm Ø) mit Bergefüllung										
1,00	0,80	20	0,20	0,07	4,—	1,40	4,—	8,—	5,40	
1,50	1,20	30	0,25	0,08	7,50	2,40	6,—	13,50	8,40	

Bei Verwendung von getränkten Hölzern ist für das Holz mit einem Zuschlag von 30% zu rechnen.

41. — **Türstockzimmerung.** Die seit alters gebräuchliche zusammengesetzte Zimmerung im eigentlichen Sinne ist die „Türstockzimmerung“. Jeder einzelne „Türstock“ besteht aus der „Kappe“ und den beiden Stempeln oder „Beinen“. Die Kappe kommt sählig oder annähernd sählig zu liegen und hält den Druck von oben her ab. Die Beine haben zunächst die Aufgabe, die Kappe zu tragen, sollen aber nach Bedarf und Möglichkeit auch Druck von den Stößen her abhalten und werden daher dann bei der deutschen Türstockzimmerung mit etwas Schräglage („Strebe“) aufgestellt (Abb. 29 u. a.).



Abb. 29. Deutscher Türstock mit schrägen Beinen.

Nach den Gesetzen der Mechanik ist der Türstock, da er sich sowohl in den Bühnlöchern als auch in den Verbindungen zwischen den Stempeln und der Kappe verschieben kann, als gelenkiges Stabviereck anzusehen<sup>1)</sup>. Die Stempel werden bei geringer Länge auf Druck, bei größerer auf Knickung, bei Seitendruck auf Biegung beansprucht. Bei der Kappe tritt hauptsächlich Biegungsbeanspruchung auf. In schmalen und hohen Strecken werden die Stempel, in breiten und niedrigen die Kappen stärker beansprucht.

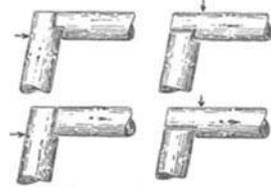


Abb. 30. Verschiedene Verblattungen bei deutschen Türstöcken.

Die häufigste Art der Türstockzimmerung ist diejenige mit Verblattung, die als deutsche Türstockzimmerung bezeichnet wird. Durch die Verblattung wird der Türstockrahmen in den Stand gesetzt, sowohl dem Firsten- als auch dem Seitendruck zu widerstehen. Und zwar kann man ihr je nach Bedarf eine größere Widerstandskraft nach der einen oder anderen Richtung verleihen: so zeigt Abb. 30 oben links eine Verblattung für vorwiegenden Seiten-, rechts eine solche für vorwiegenden Firstendruck. Überwiegt der Druck aus der einen oder der anderen dieser Richtungen bedeutend, so braucht nur der Stempel bzw. die Kappe mit Blatt versehen zu werden (Abb. 30 unten).

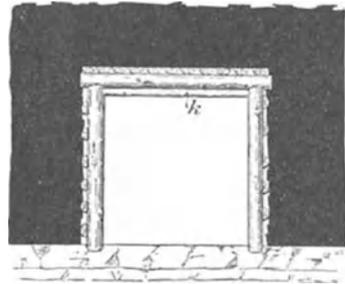


Abb. 31. Polnischer Türstock mit Kopfspreize.

Überwiegt der Druck aus der einen oder der anderen dieser Richtungen bedeutend, so braucht nur der Stempel bzw. die Kappe mit Blatt versehen zu werden (Abb. 30 unten).

Da die Stempel oben durch die Einblattung geschwächt werden, so stellt man sie mit dem dickeren Ende nach oben. Man kommt dann auch mit engeren Bühnlöchern aus und legt die schwächste Stelle nach unten, wo ein Nachgeben am wenigsten schadet und das Anspitzen oder Anschärfen zur Erzielung besonderer Nachgiebigkeit am wenigsten Arbeit macht.

Beim sog. „polnischen“ Türstock (Abb. 31), wie er im ober-schlesischen

<sup>1)</sup> Näheres s. in dem auf S. 14 in Anm. <sup>3)</sup> angeführten Buche von Maercks, S. 40 u. f.; — ferner Glück auf 1930, Nr. 12, S. 395 u. f.; P. Kühn: Statische Betrachtung der Formen des Streckenausbau unter Tage.

Bergbau die Regel bildet, werden die Beine oben nur ausgekehlt (mit einer „Schar“ versehen). Die sorgfältige Ausrundung mit der Axt (Abb. 32a) verdient den Vorzug vor dem Doppelsägeschnitt (Abb. 32b), bei dem der Kappendruck nur auf zwei Linien wirkt, so daß die Beine gespalten werden können. Auch ist wichtig, daß die Kappe der ganzen Länge des Ausschnitts nach aufliegt (vgl. die richtige und die falsche Ausführung nach Abb. 33<sub>2</sub>). Die Verwahrung gegen Seitendruck wird bei der polnischen Türstockzimmerung am besten durch Eintreiben der sog. „Kopfspreize“ (*k* in Abb. 31) zwischen beide



Abb. 32a und b. Gute und schlechte Ausführung der Schar bei der polnischen Türstockzimmerung.

Beine erreicht. Weniger zweckmäßig, aber billiger ist die Anwendung eines „Vorschlags“, d. h. eines in die Kappe eingetriebenen Pflockes oder starken Nagels, gegen den das Bein sich stützt. Am Stempelfuß wird der Seitendruck nur durch den Abscherwiderstand des Sohlengesteins im Bühnloch aufgenommen.

Die Türstockzimmerung verlangt sorgfältige Arbeit. Die bei ihr am häufigsten gemachten Fehler werden durch die Gegenüberstellung der richtigen und falschen Ausführung in Abb. 33<sub>1-3</sub> gekennzeichnet. Sie laufen am letzten Ende immer darauf hinaus, daß das Holz zum Spalten veranlaßt wird, und jede Zimmerung muß demgemäß so ausgeführt werden, daß das Holz möglichst wenig auf

Zug quer zur Faser beansprucht wird, weil in dieser Richtung seine Widerstandsfähigkeit äußerst gering ist. Eine solche ungünstige Beanspruchung kann z. B. herbeigeführt werden durch zu kleine Auflageflächen infolge mangelhafter Bearbeitung (Abb. 33<sub>1 u. 2</sub>) oder durch unrichtiges Anbringen eines Kopfkeils (Abb. 33<sub>3</sub>).

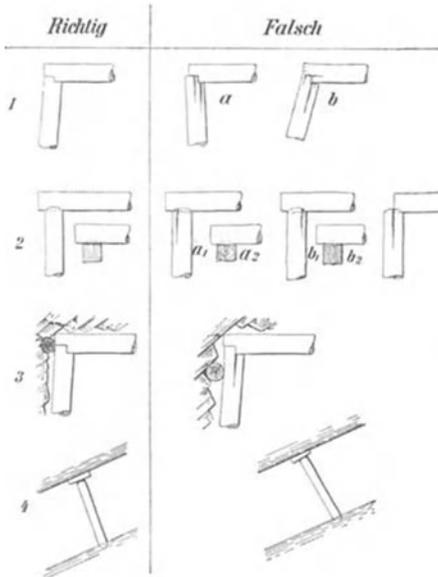


Abb. 33. Fehler bei Türstock- und Stempelzimmerung.

42. — Vergleich der beiden Türstockarten. Die deutsche Türstockzimmerung hat den Vorzug, sich den verschiedenartigsten Druck- und Lagerungsverhältnissen anpassen zu lassen. Je nach diesen kann gerade oder schiefe, ein- oder zweiseitige, Firsten- oder Stoßdruckverblattung zur Anwendung kommen und die Länge und Neigung beider Beine gleich oder verschieden sein. Nachteilig ist das Erfordernis einer gewissen Geschicklichkeit und Sorgsamkeit der Zimmerhauer. Auch

wird durch das Einschneiden der Hölzer ihre Widerstandsfähigkeit gegen Druck sowohl wie gegen chemische Einwirkungen beeinträchtigt. — Die polnische Zimmerung ist, weil bei ihr die Kappe nicht angeschnitten wird, gegen reinen Firstendruck sehr widerstandsfähig und zeichnet sich in diesem

Falle außerdem durch ihre einfache und bequeme Ausführung aus. Bei Abwehr von Seitendruck hingegen wird sie umständlicher, und bei dem besten Verfahren, der Sicherung durch Kopspreize, der Holzverbrauch größer; auch stellt sie dann größere Ansprüche an die Festigkeit des Liegendgesteins gegen Abscheren.

**43. — Abarten der Türstockzimmerung.**

Der Türstockausbau kann und soll sich den gegebenen Verhältnissen in jedem Falle möglichst anpassen. Man wird also nicht nur bei Bedarf von der einen zur anderen Zimmerung übergehen, sondern auch in einem und demselben Türstock verschiedenartige Vorteile zu vereinigen suchen.

Auch begnügt man sich in streichenden Strecken bei steilerer Lagerung, wenn der Druck vom Hangenden her die Hauptrolle spielt, vielfach mit halben Türstöcken (Abb. 34), die im Ruhrbezirk „Handweiser“ genannt werden. Man kann so häufig noch ohne Nachreißen des Liegenden auskommen. Ist das Liegende gutartig, so braucht die Kappe dort nur eingebüht zu werden. Andernfalls sichert man es durch einen mehr oder weniger langen Fußpfahl (Abb. 34; hier haben Türstock und Bergekasten diesen gemeinsam, da das Liegende, auf Knickfestigkeit beansprucht, zum Ausbrechen neigt).

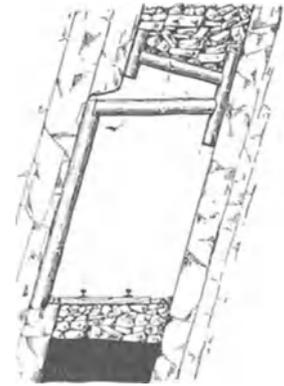


Abb. 34. Halber Türstock mit Fußpfahl am Liegenden.

**44. — Nebenaufgaben der Türstockzimmerung.**

Abb. 35 veranschaulicht die Abdeckung einer Wasserseige: die Deckbohlen sind auf Spreizen *b* genagelt, die in das Türstockbein etwas eingelassen sind und diesem gleichzeitig noch

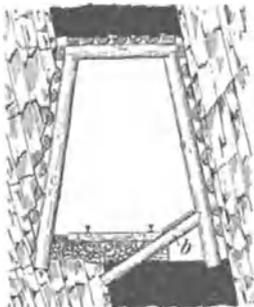


Abb. 35. Türstock mit abgedeckter Wasserseige.

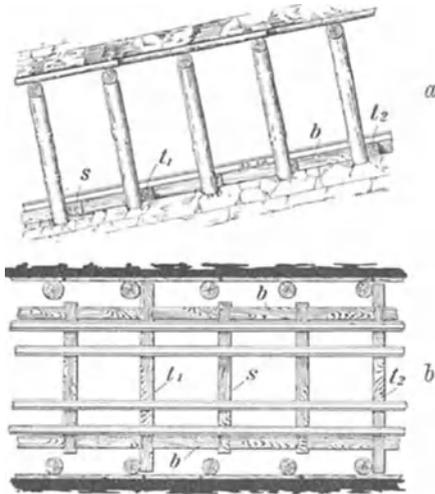


Abb. 36 a u. b. Türstockzimmerung in Bremsbergen mit Tragwerk für das Gestänge.

festeren Halt gegen Druck vom Hangenden her geben. In Bremsbergen mit mittlerer Neigung können die Türstöcke auch zum Festhalten des Gestanges herangezogen werden. So veranschaulicht Abb. 36 eine Zimmerung, bei

der hinter jeden dritten Türstock Traghölzer  $t_1$   $t_2$  fassen, gegen welche die Schwellen  $s$  durch die zwischen sie getriebenen Bolzen  $b$  abgestützt werden.

45. — **Verbindung zwischen den einzelnen Türstöcken.** Eine Verbindung der einzelnen Türstücke miteinander kann einerseits als „Verzug“ oder „Verpfählung“ den Zweck haben, das Gebirge auch in den einzelnen „Feldern“ zwischen den Türstöcken zu sichern, anderseits der gegenseitigen Versteifung der letzteren dienen.

Der Verzug kann aus Holz, Profileisen oder Drahtgeflecht bestehen. Für den Holzverzug werden Abschwarten (im Ruhrbergbau auch „Scheiden“ genannt) oder Pfähle (im Ruhrbezirk „Spitzen“) verwendet. Als Profileisen kommen vorzugsweise alte, infolge von Rost- oder Säureangriff für die Förderung nicht mehr brauchbare Grubenschienen, neuerdings auch  $\square$ - und  $\Gamma$ -Eisen in Betracht, und zwar für Strecken mit größerer Standdauer. Drahtgeflecht findet teils als Maschendraht, teils in Gestalt einzelner Drahtgitter Verwendung.

Die Holzspitze ist verschieden zu verwenden, je nachdem sie aus dünnem Vollrundholz oder (in der Regel) aus Halbholz und je nachdem sie aus Nadel- oder Eichenholz besteht und infolgedessen nicht nur das festere Holz außen oder innen zeigt, sondern sich auch gegen Schneiden und Reißen verschieden verhält. Nadelholzspitzen können durch Zersägen hergestellt werden, weil dabei die Fasern nur wenig leiden. Sie haben ihre widerstandsfähigste Seite außen. Eichenholzspitzen werden durch Reißen hergestellt, damit die Fasern nicht zerstört werden; sie zeigen an der Kernseite die größte Zugfestigkeit. Infolgedessen müssen Spitzen aus Nadelholz mit der geschnittenen Seite nach außen gelegt werden, wobei sich gleichzeitig der Vorteil ergibt, daß sie mit breiter Fläche tragen und (bei Seitenverzug) sich mit der runden Außenseite etwas in die Stempel eindrücken, also gegen Abrutschen gesichert werden. Eichenspitzen dagegen sollen mit der Kernseite innen anliegen. — In Strecken mit warmen und feuchten Wettern sollte man für längere Standdauer nur getränkte Spitzen verwenden, da sonst ihre Widerstandskraft durch Fäulnis rasch zerstört wird.

Maschendraht wird je nach den zu erwartenden Druckverhältnissen in verschiedener Stärke und Maschenweite verwandt. Bei größerer Luftfeuchtigkeit stellt sich verzinkter Draht trotz höherer Beschaffungskosten auf die Dauer billiger. Er findet hauptsächlich Verwendung in Flözstrecken zum Abfangen des Bergeversatzes und wird in diesem Falle vorteilhaft zunächst mit einer Lage dickerer Bergestücke bedeckt, die feinkörnige Berge zurückhalten. Die Kosten betragen je Quadratmeter etwa 0,50  $\mathcal{M}$  für verzinkten Draht von 2 mm Stärke bei 40 mm Maschenweite und 0,30  $\mathcal{M}$  für blanken Draht von 1,6 mm Stärke und 50 mm Maschenweite.

Das Drahtgitter<sup>1)</sup> (auch „Drahtspitze“ genannt) besteht (Abb. 37) aus Drahten von 2—5 mm Durchmesser, die durch Querdrähte zu einem grobsmasigen Gewebe verbunden werden. Diese Drähte sind an den Enden umgebogen und werden hier am vorderen Ende zunächst durch Klauen gehalten, die an einem Stempel durch Bolzen festgehalten werden. Mit dem weiteren Vortreiben der Strecke werden die Klauen wieder gelöst und

<sup>1)</sup> Glückauf 1929, Nr. 44, S. 1528 u. f.; Spellmann: Drahtgitter zum Streckenverzug.

die umgebogenen Drahtenden mit denen der nächsten Lage zusammen-  
gedreht, so daß eine durchlaufende Verzugwand entsteht. Dieser Ver-  
zug bietet wegen der großen Zugfestigkeit des Drahtes den Vorteil  
einer größeren Widerstandsfähigkeit, die ihn befähigt, auch auf größere  
Erstreckungen (im Falle des Bruches eines oder mehrerer Stempel) frei  
zu tragen. Er gestattet auch die laufende Beobachtung des Gebirges,  
macht allerdings anderseits Schwierigkeiten beim Auswechseln gebrochener  
Zimmerungen.

In erster Linie kommt dieser Verzug bei starkem Stoßdruck in Frage, wo man  
sonst genötigt sein würde, Holzbohlen oder alte Grubenschienen als Verzug zu  
verwenden. Jedoch kann er auch mit Spitzenverzug noch in Wettbewerb treten,  
da er nur etwa  $40 \text{ } \mathcal{L}/\text{m}^2$  kostet und der etwas höhere Lohn-  
aufwand keine große Rolle spielt.

Die Beanspruchung des Holzverzuges ist diejenige eines je nach den Druckverhältnissen  
beiderseitig frei aufliegenden oder eingespannten Balkens auf Biegung. Der Verzug ist  
in erster Linie für die Firste wichtig. Er muß hier genügend dicht ausgeführt,  
und die Zwischenräume zwischen ihm und dem Gebirge müssen durch Berge oder  
altes Holz möglichst ausgefüllt werden, damit keine Stücke aus den anstehenden  
Massen herunterstürzen und den Verzug durchschlagen können. Wird die Firste  
durch Kohle gebildet, so ist diese Ausfüllung auch zum Verhüten der Brandgefahr  
erforderlich. Eine ganze Reihe von Bränden ist nämlich schon dadurch entstanden,  
daß bei mangelhafter Ausfüllung Kohlschalen aus der Firste sich auf den Verzug  
setzten, dort mehr und mehr zerfielen und schließlich sich entzündeten.

Anders steht es mit dem Verzug der Stöße. Dieser braucht nicht dicht zu sein;  
er soll nur die infolge des Gebirgsdrucks sich ablösenden Gesteinschalen zurückhalten.  
Da der gesamte Stoßdruck durch den Verzug, sobald dieser sich festgeklemmt hat,  
auf die Türstockbeine übertragen wird, so müssen bei stärkerem Druck die  
Türstöcke enger gestellt werden. Versagt auch dieses Mittel, so muß man für  
Strecken von längerer Standdauer zu anderen Ausbauten greifen. In Flözstrecken,  
für die ein solcher Ausbau zu teuer werden würde, hilft man sich bei flacher  
Lagerung in der Weise, daß man (Abb. 38) auf den Verzug überhaupt verzichtet,  
die Türstöcke völlig frei stellt, so daß die Beine keinen Stoßdruck mehr aufzunehmen  
haben, und die durch den Gebirgsdruck sich hereinschiebenden Stöße von Zeit zu Zeit be-

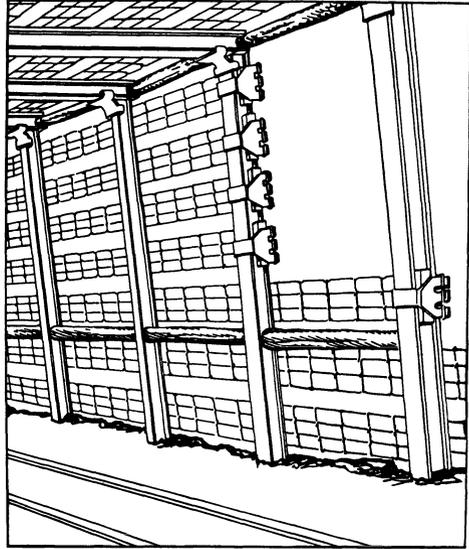


Abb. 37. Verzug mit Drahtgittern.

reißt, um die Zimmerung frei zu halten. Da mit der Tiefe gemäß Ziff. 6 im allgemeinen der Stoßdruck gegenüber dem Firstendruck zunimmt, so wird mit wachsender Tiefe die Entlastung der Türstöcke vom Stoßdruck immer wichtiger.

Zur Erleichterung des Lüftens der Stöße im druckfesten Gebirge dient der „Zaunverzug“ (Abb. 39). Bei diesem legen die Verzugpfähle  $a_1$ ,  $a_2$

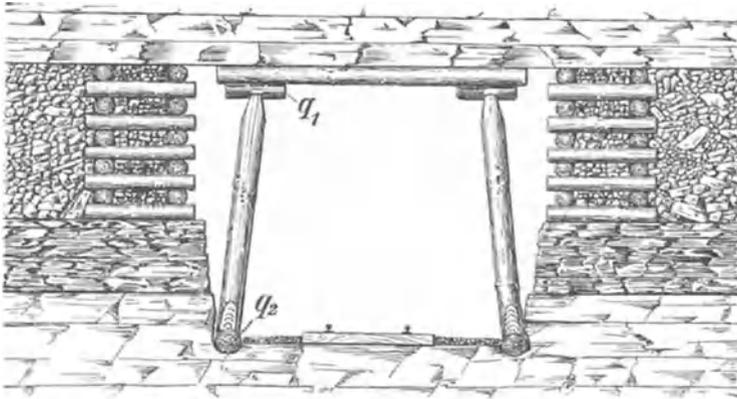


Abb. 38. Nachgiebiger Türstockausbau mit frei stehenden Türstöcken und Quetschhölzern.

sich nicht unmittelbar gegen den Stoß, sondern halten diesen durch Vermittlung der Bretter  $b$  zurück, die bei zu starkem Hereindrücken der Stöße

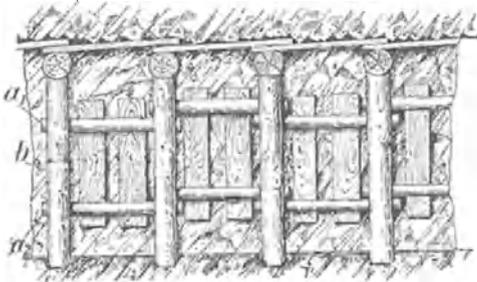


Abb. 39. Türstockausbau mit Zaunverzug.

bequem vorübergehend herausgenommen werden können, um hinter ihnen die losgedrückten Schalen wegnehmen und den Verzug dann wieder herstellen zu können. Diese Art des Verzuges bietet außerdem den Vorteil einer gleichmäßigen Verteilung des Druckes auf die ganze Länge der Stempel.

Die gegenseitige Absteifung der Türstöcke erfolgt durch

Zwischentreiben von „Bolzen“. Sie ist besonders für unruhiges und schiebendes Gebirge (vgl. Ziff. 5) von Bedeutung. Es muß darauf geachtet werden, daß die Bolzen alle in eine Achse zu liegen kommen, damit der durch sie ausgeübte Druck die Stempel nicht zu verdrehen sucht.

**46. — Nachgiebige Türstockzimmerung.** Für die Nachgiebigkeit bei der Türstockzimmerung gilt zum Teil das bereits beim nachgiebigen Stempelausbau (Ziff. 35 u. 36) Gesagte. Denn auch ein Türstock zeigt schon in sich eine gewisse Nachgiebigkeit infolge der Zusammendrückbarkeit des Holzes. Und auch hier kann durch eine besondere Ausführung der Zimmerung selbst und durch Einschaltung von Zwischenstücken die Nachgiebigkeit erhöht werden.

Die besondere Ausgestaltung der Zimmerung läuft dann meist darauf hinaus, die Kappe möglichst widerstandsfähig zu machen, die Stempel dagegen durch Anschärfung am unteren Ende zu schwächen, so daß die lästige und gefährliche Erscheinung der gebrochenen Kappen ausgeschaltet wird. Wo die längere Standdauer eine stärkere Nachgiebigkeit durch öfteres Nachschärfen und die Verwendung von Fuß-Quetschhölzern erfordert und wo Seitendruck abzuwehren ist, kommen nur die zweiseitig angeschärfte Stempel in Betracht.

Zwischenstücke zur Erhöhung der Nachgiebigkeit sind auch beim Türstockausbau weiche Holzstücke („Quetschhölzer“), für die bei größeren Gebirgsbewegungen nur Rundhölzer in Betracht kommen. Diese können, wie Abb. 38 erkennen läßt, sowohl zwischen Beine und Kappe ( $q_1$ ) als auch unter die Beine ( $q_2$ ) gelegt werden. Wie die Abbildung weiter zeigt, kann man durch schwaches Anschärfen des Stempelkopfes dessen Eindringen in das Quetschholz erleichtern.

Die Kappe kann man dadurch verstärken, daß man für sie einen Eisenträger oder eine Stahlschiene wählt (vgl. unten, Abb. 96 u. f.). Eine andere Möglichkeit ist ihre Unterstützung durch Stücke von abgeworfenen Drahtseilen oder von Litzen solcher Seile. Diese werden entweder einfach zwischen Kappe und Türstock eingelegt und dann nur durch die Klemmwirkung festgehalten oder an beiden Enden umgeschlagen und an die obere Fläche der Kappe genagelt (Abb. 40); nach einiger Zeit drückt sie dann der Gebirgsdruck fest. Es empfiehlt sich, an der Unterfläche der Kappe eine Kerbe herzustellen, in die das Seil sich hineinlegt und die sein seitliches Ausweichen verhindert. Das Seil soll möglichst straff gespannt sein, damit es gleich von Anfang an der Kappe tragen hilft und nicht erst nach einem gewissen Durchbiegen oder gar einem Bruch der Kappe beansprucht wird. Damit die Stempelköpfe bei stärkerem Druck nicht aufgespalten werden, kann man sie durch eine Umflechtung mit Seillitzen verstärken.

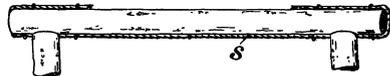


Abb. 40. Verstärkung der Kappe durch ein Drahtseil bei polnischen Türstöcken.

47. — **Kosten des Türstockausbaues.** Die Kosten des Türstockausbaues setzen sich aus denjenigen für die Stempel und denjenigen für den Verzug zusammen. Sie ergeben sich, wenn für das Festmeter ein Betrag von 26,—  $\mathcal{M}$  an Holz und von 30,—  $\mathcal{M}$  an Lohn und für die Türstöcke ein Abstand von je 1 m zugrunde gelegt wird, für das laufende Meter Strecke bei 3 verschiedenen Querschnitten aus folgender Zusammenstellung:

Strecke	Abmessungen		Türstock		Anzahl der Spitzen	Verzug $\mathcal{M}$	Bolzen $\mathcal{M}$	Löhne $\mathcal{M}$	Insgesamt $\mathcal{M}$
	Höhe m	Sohlenbreite m	Stempel $\mathcal{M}$	Kappe $\mathcal{M}$					
I	1,8	1,5	1,30	0,45	40	2,80	1,20	2,00	7,75
II	2,2	2,0	2,00	1,00	50	4,50	1,80	3,30	12,60
III	2,5	2,5	2,50	1,25	60	6,60	1,80	4,50	16,65

Diese Beträge erniedrigen sich bei Verwendung von Maschendraht als Verzug um 0,20 (I)  $\mathcal{M}$ , 1,00 (II)  $\mathcal{M}$  und 1,50 (III)  $\mathcal{M}$ , bei Verwendung von Drahtgitterverzug bleiben sie annähernd gleich.

Dichter Verzug aus Bohlen (25 mm stark) kostet je Meter 10,50  $\mathcal{M}$  (I), 13,50  $\mathcal{M}$  (II) und 16,00  $\mathcal{M}$  (III).

48. — **Geviertzimmerung.** Soll die Türstockzimmerung auch gegen Sohlendruck widerstandsfähig sein, so muß sie durch ein viertes Holz, die „Grundschwelle“ oder das „Sohlenholz“, vervollständigt werden. Wird dieses gleichfalls durch Verblattung mit den Beinen verbunden, so entsteht ein geschlossener Türstock (ein „Viergespann“, Abb. 41).

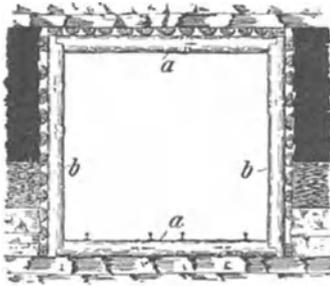


Abb. 41. Viergespann.

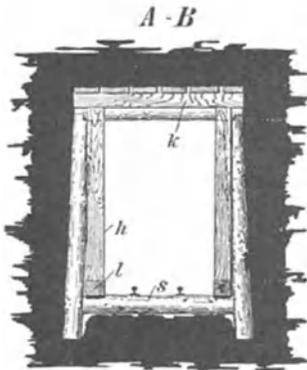


Abb. 42. Verstärkte Türstockzimmerung mit Grundschwellen.

Eine besonders kräftige Ausführung der Türstockzimmerung gegen allseitigen Druck ist in Abb. 42 dargestellt. Hier sind auf die teils zwischen die Türstockbeine getriebenen, teils zwischen den Türstöcken auf die Sohle gelegten Grundschwellen  $s$  beiderseits Langhölzer („Grundsohlen“)  $l$  gelegt, gegen die sich die Hilfstürstöcke  $h$   $k$  stützen, und zwar so, daß in die Mitte und an jedes Ende einer Grundsohle ein Hilfstürstock zu stehen kommt.

Die höheren Kosten von Türstockzimmerungen nach den Abbildungen 41 u. 42 rechtfertigen sich dort, wo das Gebirge druckhaft ist, der Druck aber wegen geringer Teufe der Grubenaue noch in solchen Grenzen bleibt, daß er sich durch die Sohlenhölzer abwehren läßt. Solche Verhältnisse liegen im deutschen Braunkohlenbergbau vielfach vor, wo es sich außerdem auch darum handeln kann, Schwimmsanddurchbrüche aus dem Liegenden abzuhalten. In größeren Tiefen dagegen, wie sie im Steinkohlenbergbau durchweg vor-

handen sind, kann ein wirklich starker Druck aus dem Liegenden durch Holz- ausbau auf die Dauer überhaupt nicht aufgenommen werden. In Ziff. 5 ist auf das „Quellen“ der Sohle oder des Liegenden als auf eine Druckerscheinung hingewiesen worden. Dieses Quellen entlastet bis zu einem gewissen Grade die Zimmerung, indem es für den Gebirgsdruck nach Abb. 11 c auf S. 18 eine Art Sicherheitsventil schafft. Es belästigt allerdings den Betrieb sehr durch die Notwendigkeit des häufigen Nachsenkens des Gestänges. Wollte man es aber durch Sohlenschwellen ganz zu verhüten suchen, so würden diese zuletzt doch nachgeben und dann um so schwierigere Ausbesserungsarbeiten nötig werden.

49. — **Knie- und Polygonausbau**<sup>1)</sup>. Für größeren Gebirgsdruck hat sich die einfache hölzerne Türstockzimmerung als unzureichend erwiesen, da

<sup>1)</sup> S. auch Bergbau 1928, Nr. 12, S. 137 u. f.; Philipp: Über den Knie-schuh- und den eisernen Polygon-Gelenkausbau.

die Biegefestigkeit des Holzes starken Beanspruchungen nicht gewachsen ist. Man hat daher neuerdings die bei der deutschen Türstockzimmerung durch Verschieben des Ausbaues in gewissem Umfange mögliche Kniehebelwirkung weiter ausgebildet und nutzt dadurch die im Streckenausbau gebotene Möglichkeit aus, den Gebirgsstoß selbst als Druckwiderlager mit heranzuziehen. Der Kniehebel bietet den Vorteil, daß er seinem Durchdrücken einen sehr starken Widerstand entgegengesetzt und gestattet, die Biegefestigkeit des Holzes durch die wesentlich höhere Druckfestigkeit zu ersetzen, außerdem auch in den Knickpunkten Quetschhölzer anzuordnen und daher weitere Nachgiebigkeit zu schaffen; überdies ermöglicht er den Ersatz von teuren langen Stempeln durch billigere kurze Stempelstücke und die Verwendung kürzerer Kappen.

Ein einfaches Beispiel zeigt Abb. 43; hier nimmt das Knie den Druck vom Oberstoß her auf. Eine feste Verbindung der Stempelstücke an den Knickpunkten, die gleichzeitig ein

Absplittern der Stempel verhindert, stellen die eisernen Knieschuhe dar. Diese umfassen die beiden Stempel mit Hilfe von Hülsen, die sich dem Stempelquerschnitt anpassen. Sie können starr oder nachgiebig hergestellt werden. Die starren Knieschuhe bestehen aus Gußeisen; sie sind heute, da sie bei stark anwachsendem Druck springen können, im allgemeinen durch die nachgiebigen Knieschuhe aus Schweiß- und Flußeisen verdrängt worden.



Abb. 43. Türstock mit Kopfpreize, gebrochenem Stempel und Quetschholz.



Abb. 44. Nachgiebiger Kniegelenkschuh nach Heinemann.

Die Maschinenfabrik F. W. Moll Söhne in Witten verwendet die aus Abb. 105 auf S. 87 ersichtlichen Knieschuhe in entsprechender Anpassung für Holzausbau. Bei den Knieschuhen nach Heinemann (*a* in Abb. 44), die in einem Stück aus Flußeisen gebogen sind, werden die erforderlichen Löcher für die Stempel durch Ausstanzen der beiden Kopfenden *cc* hergestellt; außerdem wird in der Mitte durch Ausstanzen und Herumbiegen eines Flansches *b* das Widerlager zwischen beiden Stempelstücken nebst zwischengelegtem Quetschholz *d* geschaffen. Die nachgiebigen Knieschuhe stehen den starren an Widerstandskraft nach, halten aber anderseits auch bei sehr starken Formveränderungen den Ausbau immer noch fest.

Bei allseitiger Ausbildung geht der Knie- in den Vieleck- (Polygon-) Ausbau über, der mit großer Druckfestigkeit gegen die aus verschiedenen Richtungen kommenden Kräfte eine erhebliche Nachgiebigkeit infolge des Einschaltens von Quetschhölzern an allen Knickstellen verbindet. Er stellt sich nach den Regeln der Mechanik als Stabfünfeck (Abb. 45) oder Stabpolygon (Abb. 46) dar. Die Quetschhölzer können als durchgehende Unterzüge (vgl. Abb. 110 auf S. 90) ausgebildet werden, so daß sie gleichzeitig die Verbolzung der einzelnen Zimmerungen bilden und einen starken Längsverband darstellen. Die Abbildungen zeigen die Polygonzimmerung als Notbehelf zur nach-

träglichen Verstärkung von stark druckhaft gewordenen Zimmerungen (Abb. 45 und 46) und hochbeanspruchter Gewölbemauerung (Abb. 47). Doch werden neuerdings mehr und mehr Strecken von vornherein in Polygon-

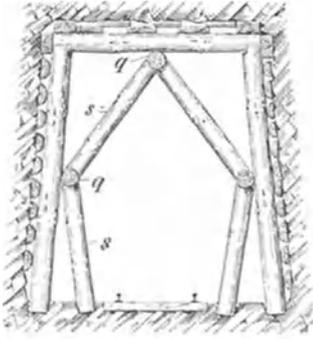


Abb. 45.  
Nachgiebige Polygonzimmerung zur Verstärkung von Türstöcken.

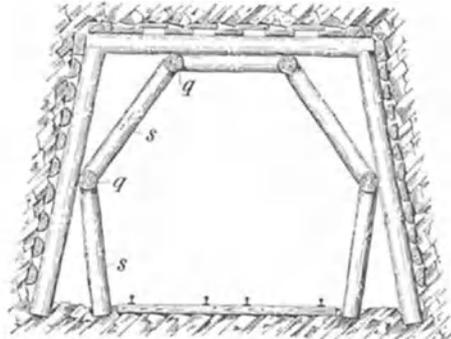


Abb. 46.

ausbau gesetzt, da dieser außer seinen sonstigen Vorzügen noch den Vorteil bietet, mit gerundetem und daher gemäß Ziff. 11 widerstandsfähigerem Streckenquerschnitt auszukommen. Allerdings spricht hier die Rücksicht auf

die Förderung insofern mit, als die elektrischen Fahrdrathlokomotiven eine größere Breite in der Firste gebrauchen, als sie der Polygonausbau zur Verfügung stellt.

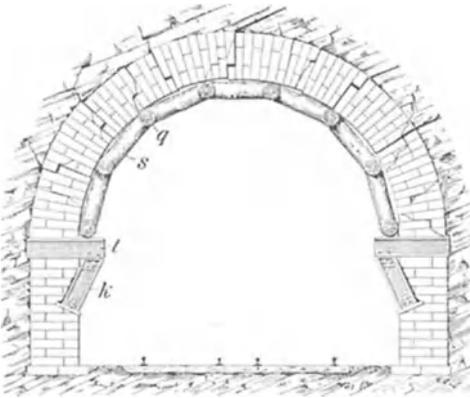


Abb. 47. Nachgiebige Polygonzimmerung zum Absteifen gedrückter Gewölbemauerung.

50. — Schalholzzimmerung. Die Schalholzzimmerung (Abb. 47 u. f.) hat ihren Namen von den unter das Hangende gelegten Langhölzern erhalten, für die früher bei dem geringeren Drucke in den oberen Teufen Halbhölzer („Schalhölzer“) genügten, während heute vorzugsweise Rundhölzer verwendet werden. Diese sollen

in erster Linie den Druck vom Hangenden her abfangen und werden zu diesem Zwecke durch einen oder mehrere Stempel, die senkrecht gegen das Einfallen angetrieben werden, abgestützt. Während also bei der Türstockzimmerung die Kappe durchweg söhlig oder annähernd söhlig liegt und die Beine mit dieser meist einen stumpfen Winkel bilden, wird bei der Schalholzzimmerung der Kappe die Richtung des Einfallens und den Stempeln in der Regel eine zur Kappe rechtwinklige Stellung gegeben. Und während die Türstockzimmerung ein ausgeprägter Querschlag- und Grundstrecken-

strecken in Betracht. Bei flacher Lagerung nähert sich diese Zimmerung in Strecken der Türstockzimmerung, während man sie dann im Abbau als „Kappenzimmerung“ zu bezeichnen pflegt.

**51. — Schalholzzimmerung im Abbau.** Die Schalholz- bzw. Kappenzimmerung im Abbau bietet wenig Besonderheiten. Bei steilerem Einfallen müssen die Schalhölzer in schwebender Richtung eingebaut werden. Ist in steiler stehenden Flözen das Liegende zum Abrutschen geneigt, so muß es in gleicher Weise, wie es Abb. 42 auf S. 54 für den Streckenausbau veranschaulicht, durch Langhölzer, hier „Schwellen“ oder (im Ruhrkohlenbezirk) auch „Klemmen“ genannt, verwahrt werden. In flacher gelagerten Flözen können

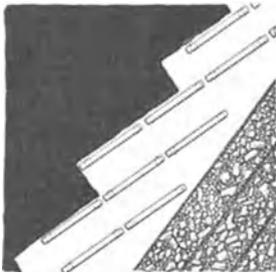


Abb. 48 a. Einbau parallel zum Stoß.



Abb. 48 b. Einbau quer zum Stoß.

Abb. 48. Verschiedener Einbau der Kappen im Schrägbau.

die Kappen je nach den Umständen schwebend, streichend oder diagonal eingebaut werden. Man richtet sich dann nach dem Verlauf der am meisten vorkommenden Gebirgsklüfte und legt die Kappen möglichst rechtwinklig zu diesen. So zeigt z. B. Abb. 48 a und b zwei verschiedene Möglichkeiten des Einbaues der Kappen beim Schrägbau.

Die Schalhölzer werden je nach ihrer Länge von je 2 oder 3 Stempeln getragen, wobei darauf gehalten werden muß, daß die äußeren Stempel so nahe an den Enden der Schalhölzer stehen, daß diese nicht auf zu große Länge frei zu tragen brauchen. Bei einigermaßen günstigen Gebirgsverhältnissen kann man an Stempeln dadurch sparen, daß man die einzelnen Schalhölzer miteinander verblattet (Abb. 51 auf S. 59) oder mit abgeschrägten Enden aufeinanderlegt (Abb. 53 auf S. 59).

**52. — Schalholzzimmerung in Strecken.** Bei der Streckenzimmerung wird der obere Tragstempel des Schalholzes gleichzeitig zum Abfangen der Firste ausgenutzt und deshalb durch Verblattung mit dem Schalholz verbunden. Das Fußende des Schalholzes kann bei nicht zu großer Länge und bei mäßigem Druck, wenn anstehende Kohle von genügender Festigkeit vorhanden ist, einfach in diese eingebüht werden. Meist aber muß es durch einen zweiten Stempel abgestützt werden (Abb. 49).

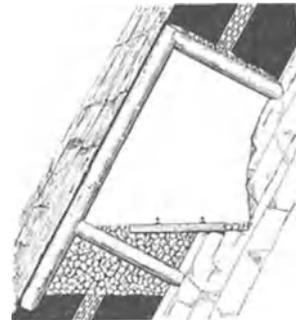


Abb. 49. Schalholzzimmerung mit untergeschlagenem Bahnstempel.

Der Firststempel kann ins Liegende eingebüht sein (Abb. 49) oder (für das Abfangen von Bergeversatz) sich dort gegen einen „Fußpfahl“ stützen.

Der untere Stempel kann ebenfalls angeblattet werden, so daß sich ein „liegender Türstock“ ergibt. Meist wird er aber durch einen einfach untergeschlagenen Stempel (Abb. 49) oder durch eine Sohlenpreize (Abb. 50) gebildet. Bei solchen und ähnlichen Zimmerungen dient der untere Stempel gleichzeitig mit zum Tragen der Schienenstege und wird daher auch „Bahnstempel“ genannt. Bei steilerer Lagerung kann auch eine Verwahrung des Liegenden erforderlich werden. Sie erfolgt durch ein zweites Schalholz am Liegenden (Abb. 50), das man dann als „Liegendholz“ im Gegensatz zu dem „Hangendholz“ zu bezeichnen pflegt.

Während im Abbau bei uns vorzugsweise Nadelholz für den Schalholzausbau benutzt wird, finden wir in den Strecken auch Eichenholzausbau

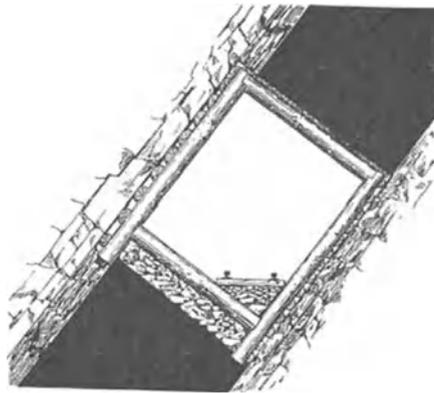


Abb. 50. Schalholzzimmerung mit Liegendholz und Bahnstempel.

dieser Art, wenn es sich um Strecken von längerer Standdauer (Grund- und Teilsohlenstrecken, Wetterstrecken u. dgl.) handelt. Wird nicht die ganze Zimmerung aus dem teuren Eichenholz hergestellt, so bevorzugt man es wenigstens für das Schalholz selbst, da dieses infolge der Durchbiegung auf Zug beansprucht wird, den das zähe Eichenholz besser aufnehmen kann.

**53. — Verzug bei der Schalholzzimmerung.** Der Verzug bietet gegenüber dem bei der Türstockzimmerung Gesagten im allge-

meinen keine Besonderheiten. Nur ein eigenartiges Verfahren, dünne Gebirgsschalen durch Anwendung von Versatzleinen zurückzuhalten, wie es z. B. auf der Zeche Consolidation angewandt worden ist, verdient hier Erwähnung. Das Leinen wird in Rollen in die Abbaue gebracht, hier mit einem Ende über der letzten eingebauten Kappe oder (bei schwebenden Kappen) über einem auf den Kappen liegenden Querholz festgenagelt und nun dem Fortschreiten des Verhiebes entsprechend unmittelbar unter dem Hangenden entlang abgerollt. Sobald für eine neue Kappe Platz geschaffen ist, wird diese unterhalb der Leinwand eingebaut usf.

Der Leinenverzug soll nur eine Verunreinigung der Kohlen durch dünne Schalen, die sich vom Hangenden loslösen, verhüten. Daher eignet er sich für solche Flöze, auf denen unter festem Hangenden ein Brandschieferpacken oder ein sonstiger dünnschiefriger Nachfall ruht, der im Abbau gehalten werden kann und soll. Dagegen ist er zu verwerfen für kurzklüftiges oder unruhiges Gebirge, weil er hier keine Sicherheit gewährt und außerdem die Beobachtung des Gebirges unmöglich macht.

Bei steilerer Lagerung und einem Liegenden von der vorhin erwähnten Beschaffenheit, das also unter der Einwirkung des Gebirgschubes zur Ab-

lösung dünner Schalen neigt, kann auch auf dem Liegenden ein solcher Leinenverzug angebracht werden.

54. — **Nachgiebige Schalholzzimmerung.** Auch bei der Schalholzzimmerung kann durch die früher erwähnten Mittel eine größere Nachgiebigkeit erzielt werden. So zeigt Abb. 51 einen Schalholzausbau im Abbau mit angespitzten Stempeln bei flacher Lagerung. Die schwebend eingebauten Schalhölzer (Kappen) sind unter sich durch Verblattung verbunden.

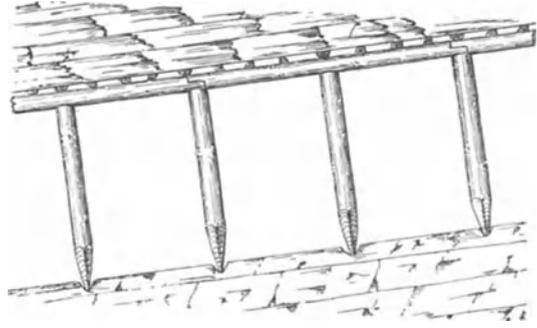


Abb. 51. Nachgiebige Schalholzzimmerung mit verblatteten Kappen im Abbau.

Bei steilerem Einfallen ist das Anspitzen zu vermeiden, da dann nicht nur die Schubwirkung des Hangenden in der Fallrichtung die Stempel in der Spitze knicken kann,

sondern diese auch gegen den Druck aufgelegter Bühnen oder gegen abrutschende Kohlen- oder Gesteinstücke nicht widerstandsfähig sind. Man kann dann gemäß Abb. 52 die Nachgiebigkeit an den Stempelkopf legen, indem man hier die Stempel anscharft. Noch widerstandsfähiger

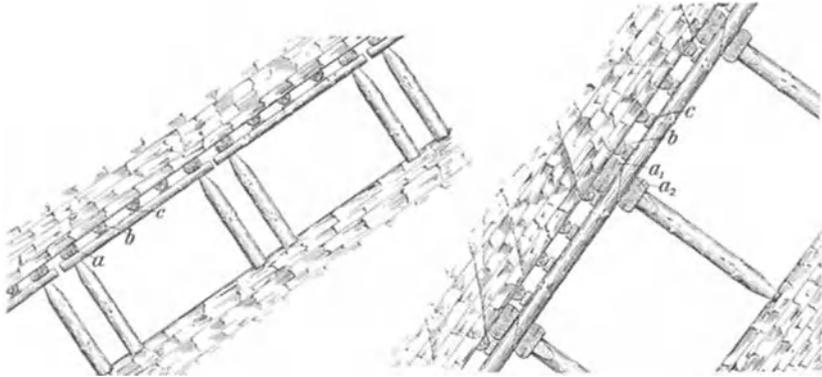


Abb. 52. Schalholzzimmerung mit selbständig getragenen Kappen.

Abb. 53. Schalholzzimmerung mit verbundenen Kappen.

gegen Druck in der Fallrichtung werden die Stempel, wenn man die Schneide gemäß Abb. 53 in die Fallrichtung legen kann. Am Fuß ist hier der Stempel nur durch schwaches Anschärfen von seiner Hartholzschale befreit, damit er sich in das Bühnloch hineinstauen kann.

Erhöht wird die Nachgiebigkeit durch Quetschhölzer, wie sie insbesondere die Abbildungen 52 und 53 zeigen. Diese werden zweckmäßig gleich über Tage aufgenagelt und vorher von der Hartholzschale oben und unten befreit, damit sie weitgehend nachgeben können. Sie dürfen allerdings nicht viel dicker als die Verzugspitzen *b* sein, damit diese nicht zu spät zum Tragen

kommen. Bei größerer Flözmächtigkeit verwendet man daher doppelte Quetschhölzer (Abb. 53), die gleichzeitig den Vorteil bieten, daß man auch bei schwebenden Kappen die Stempelschneide ins Einfallen legen kann. Die

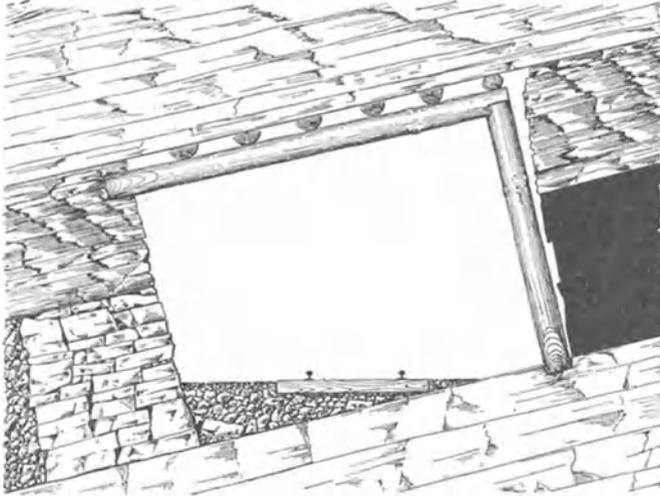


Abb. 54. Nachgiebiger Schalholzausbau in Strecken.

Verzugspitzen sind bei einem solchen Ausbau in Flözen von stärkerem Einfallen vorläufig durch Unterkeilen mittels der Keile *c* gegen Abrutschen zu sichern.

Für nachgiebigen Schalholzausbau in Strecken geben die Abbildungen 54 u. f. Beispiele. In

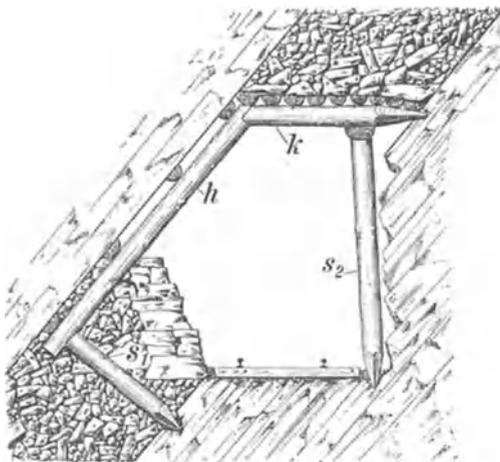


Abb. 55. Nachgiebiger Schalholzausbau mit Mittelstempel in Strecken.

Abb. 54 ist das Schalholz mit dem Stempel verblattet und ebenso wie dieser messerartig angeschärft. Die Anschärfung des Stempels ermöglicht das Nachgeben gegenüber dem Druck vom Hangenden, diejenige der Kappe das Nachgeben gegenüber der in der Fallrichtung wirkenden Schubwirkung des Hangenden und des Oberstoßes. Durch untergelegte Quetschhölzer kann auch hier die Nachgiebigkeit erhöht und gleichzeitig einem Aufspalten des Gebirges vorgebeugt werden. — Bei

Abb. 55 handelt es sich um steilere Lagerung, die gleichzeitig das Abfangen des Bergeversatzes notwendig macht. Sowohl der Firststempel *k* wie auch der Bahnstempel *s<sub>1</sub>* sind angespitzt, damit der Versatz zusammengedrückt

werden kann. Die dadurch bewirkte Schwächung des Stempels  $k$  gegen den Firstendruck hat seine Abstützung durch den Hilfstempel  $s_2$  mit Quetschholz nötig gemacht. Ist das Liegende nicht dickbänkgig genug, so dürfen die Stempel  $k$  und  $s_2$  nur angeschärft werden; ihr Druck ist dann durch Quetschhölzer aufzunehmen.

Derartige nachgiebige Zimmerungen ermöglichen es, ohne einen besonderen Stempelschlag zum Abfangen des Versatzes nach Abb. 34 auszukommen, sofern von vornherein für einen genügenden Querschnitt der Strecke gesorgt wird.

#### 55. — Der Ausbau mit Firstenbänken in Flözstrecken.

Beim nachgiebigen Schalholzausbau mit angespitzten Stempeln können diese wenig Seitendruck aufnehmen, so daß sie fast nur noch die Aufgabe haben, die Kappe zu tragen. Ist die Lagerung flach, so kann man noch einen Schritt weiter gehen, indem man die Stempel ganz fortläßt und die Kappen auf Holzpfelern (Abb. 56 u. 57) oder Bergemauern ruhen läßt. In Abb. 56 sind die Kappen auf besondere Unterzüge gelegt und haben infolgedessen eine gute Auflage, werden aber länger als bei der Ausführung nach Abb. 57, wo ihr Druck von den Querhölzern der Holzpfelern aufgenommen wird. Nach einem Saarbrücker Bergmannsausdruck werden

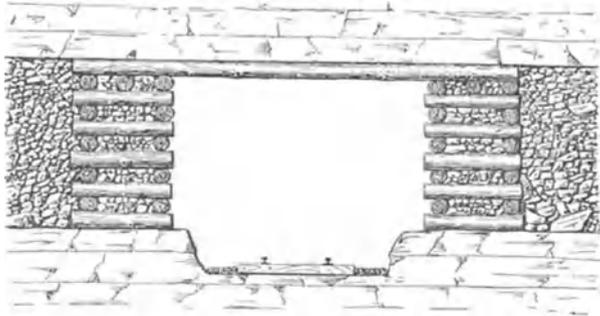


Abb. 56. Firstenbänke auf Holzpfelern (Querschnitt).

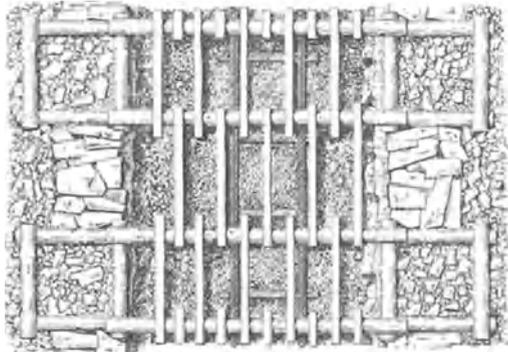


Abb. 57. Firstenbänke auf Holzpfelern, mit Verzug (Druckschicht).

solche beiderseits aufliegenden Kappen als „Firstenbänke“ bezeichnet. Ein derartiger Ausbau zeichnet sich durch große Nachgiebigkeit aus. Denn Holzpfelern, Unterzüge und Kappen lassen sich alle mehr oder weniger stark zusammendrücken, und bei Bergemauern, die gleichfalls an sich schon etwas zusammendrückbar sind, läßt sich die Nachgiebigkeit durch Holzeinlagen noch wesentlich steigern. Ferner fallen nicht nur die Stempel und damit die durch sie verursachten Kosten und Belästigungen (im Falle des Knickens) ganz weg, sondern es werden auch die Kappen wirksam vor Bruch geschützt, da sie gewissermaßen zu Teilen des Gebirges selbst werden und dessen Bewegungen ohne starke Biegungsbeanspruchungen mitmachen

können. Die größeren Kosten für die langen Kappen treten diesen Vorzügen gegenüber zurück.

Wo kein Bedenken dagegen besteht, das Hangende anzugreifen, kann man gemäß den Abbildungen 58 und 59 die Kappe durch einen Stützürstock mit Verblattung (Abb. 58) oder stumpfer Verbindung (Abb. 59) ersetzen,

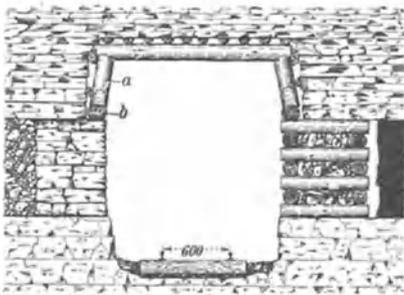


Abb. 58. Stützürstöcke auf Holzpfählern und Bergmauern.

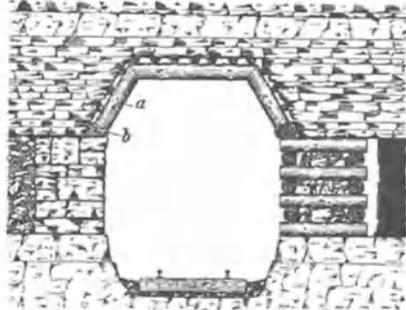


Abb. 59.

der zur Erhöhung der Nachgiebigkeit mit angeschärften Stempeln (Abb. 58) ausgeführt und mit Quetschhölzern *b* versehen wird. Man erzielt dann noch den Vorteil, daß ein Auswechseln gebrochener Kappen leichter auszuführen ist als bei den Ausführungen nach Abb. 56 und 57, bei denen sich die Kappen leicht festklemmen<sup>1)</sup>.

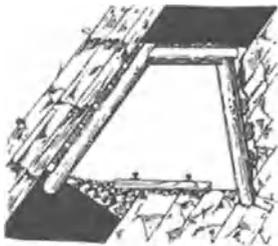


Abb. 60. Halber Türstock mit Schalholz.

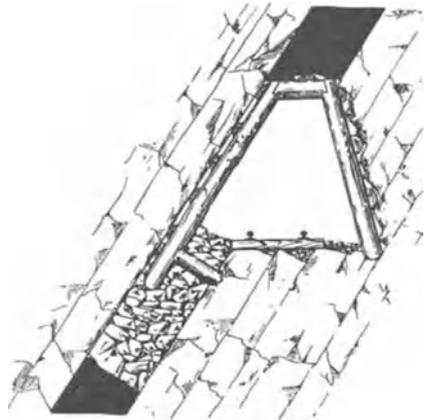


Abb. 61. Schalholz durch Bahnstempel abgefangen.

**56. — Übergänge und Verbindungen zwischen Türstock- und Schalholzzimmerung.** Werden Flözstrecken, deren Hangendes nicht angegriffen wird, mit Türstöcken ausgebaut, so kommt die Kappe oder ein Bein jedes Türstockes unter das Hangende zu liegen, und es ergeben sich Zimmerungen, die halb Türstock-, halb Schalholzzimmerungen sind. Dahin gehören Ausbauten nach den Abbildungen 60—62. In Abb. 60 ist das

<sup>1)</sup> Bergbau 1929, Nr. 52, S. 733; Dr. W. Matthiass: Ausbau der Abbau-strecken.

gleichzeitig als Schalholz anzusehende Türstockbein in die Kohle eingebüht und die Kappe des Türstockes links mit Verblattung gegen Seitendruck, rechts mit einer solchen gegen Firstendruck versehen. In Abb. 61 ist das Fußende des Schalholzes durch einen Bahnstempel unter-

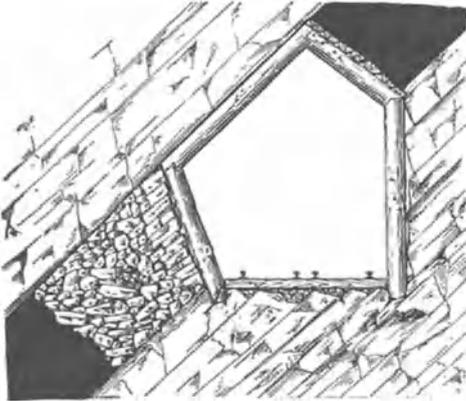


Abb. 62. Firststempel durch Liegendstempel gestützt.

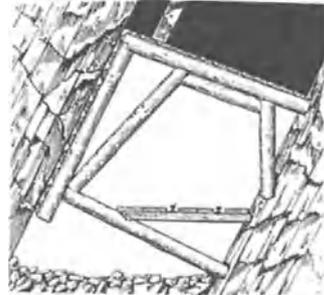


Abb. 63. Schalholzzimmerung mit Sprengwerk über offenem Abbaubauraum.

fangen und wegen stärkeren Druckes vom Hangenden und geringerer Flözmächtigkeit die Verblattung der Kappe nur für Seitendruck berechnet. In Abb. 62

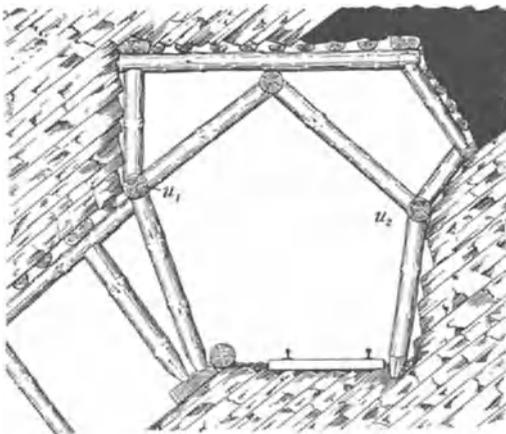


Abb. 64. Türstock mit Polygonverstärkung als Ausbau einer Kippstelle.

bildet das Schalholz mit seinen beiden Stempeln einen liegenden Türstock. Der Oberstempel aber stützt sich hier nicht unmittelbar gegen das Liegende, sondern ist dort an einen Liegendstempel angeblattet, den er auf diese Weise gleichzeitig seinerseits abstützt.

**57. — Zimmerung in Strecken über offenen Räumen.** Besonders hohe Ansprüche werden an Streckenzimmerungen über offenen Räumen gestellt, wie solche für die Bergeszufuhrstrecken beim Stoßbau oder für die Abbaustrecken beim

Streibbau mit Voranstellung der oberen Stöße (vgl. Bd. I, Abschnitt „Abbau mit Bergeversatz“) erforderlich werden. Abb. 63 veranschaulicht die Verstärkung einer solchen Zimmerung durch ein „Sprengwerk“, durch das der Firstenstempel abgestützt wird und dessen eine Strebe ins Liegende eingebüht ist, während die andere auf dem Bahnstempel ruht, in den sie etwas eingekerbt ist.

Für den besonders wichtigen Ausbau der Kippstellen selbst<sup>1)</sup>, bei denen

<sup>1)</sup> Vgl. auch Bd. I dieses Werkes, 6. Aufl., S. 399, Abb. 397.

für die fortfallenden Bahnstempel Ersatz geschaffen werden muß, geben die Abbildungen 64—66 Beispiele. Abb. 64 zeigt einen Ausbau für mächtige Flöze von mittlerem Fallwinkel. Es handelt sich um eine Polygonzimmerung, die einerseits mit Hilfe ihrer durchgehenden Unterzüge  $u_1, u_2$  das Hangende und Liegende abstützt und gleichzeitig durch diese Langhölzer und die Firstenunterzüge mit Sprengwerk die Stütztürstöcke im oberen Teil der Strecke trägt, andererseits durch die Schalholzzimmerung im Abbau abgefangen wird.

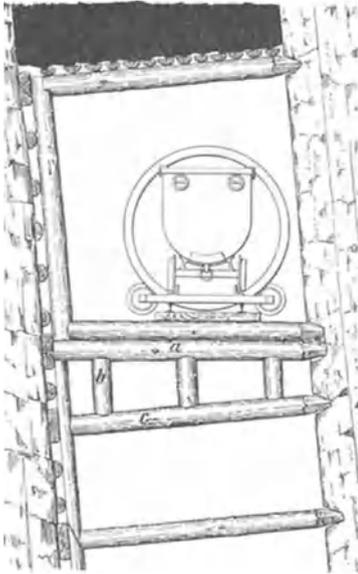


Abb. 65. Ausbau einer Kippstelle bei sehr steiler Lagerung.

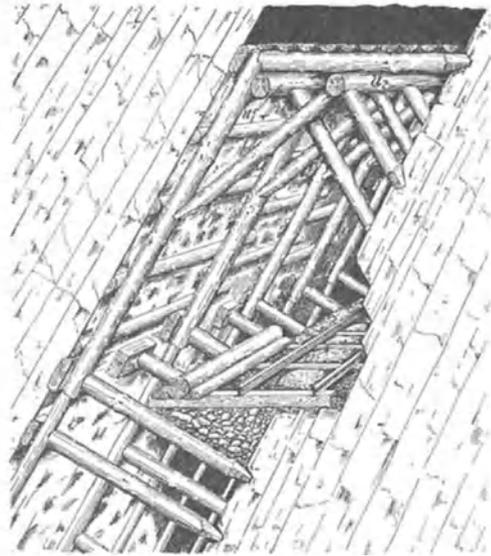


Abb. 66. Ausbau einer Kippstelle durch Sprengwerke.

In Abb. 65 handelt es sich um den Ausbau einer Kippstelle mit Kreiselwipper, in einem mächtigen, fast seiger einfallenden Flöz mit festem Hangenden, aber unzuverlässigem Liegenden. Hier haben die Stempel fast die ganze Belastung durch das Wipper- und Wagengewicht zu tragen. Die liegenden Schalhölzer des Streckenausbaues stützen sich daher durch Vermittlung eines zweiten Bahnstempels  $a$  gegen die Schalhölzer im Abbau; die Stempel  $a$  werden außerdem noch durch die Bolzen  $b$  gegen die obersten Abbaustempel  $c$  abgesteift. Schließlich veranschaulicht Abb. 66 den Ausbau einer Kippstelle in einem steil gelagerten Flöz von geringerer Mächtigkeit. Die Schalhölzer der Strecke werden wieder durch diejenigen des Abbaues getragen, und außerdem wird die Streckenzimmerung durch die Unterzüge  $u_1, u_2$  mit Sprengwerken und Strebstempeln gestützt. Diese Abspreizung setzt ein festes Liegendes voraus.

58. — **Kosten der Schalholzzimmerung.** Die Schalholzzimmerung im Abbau kostet je nach der Flözmächtigkeit (zwischen 0,60 und 2,50 m) und dem Abstände der Kappenreihen (zwischen 1,0 und 1,4 m) etwa 1,— bis 2,50  $\mathcal{M}/m^2$ .

In Strecken kostet 1 m Schalholzzimmerung:

bei Kappen auf Holzpfteilern

für die Kappe . . . . .	1,— bis 1,50 <i>M</i>
für die Holzpfteil. . . . .	8,— „ 20,— „
für den Verzug . . . . .	1,— „ 1,50 „
	Summe 10,— bis 23,— <i>M</i>

bei Kappen auf Bergemauern

für die Kappe . . . . .	1,— bis 1,50 <i>M</i>
für die Unterzüge . . . . .	0,90 „ 1,20 „
für die Bergemauern . . . . .	6,— „ 12,— „
für den Verzug . . . . .	1,— „ 1,50 „
	Summe 8,90 bis 16,20 <i>M</i>

Werden statt der Kappen Stützürstöcke gesetzt, so erhöhen sich die Kosten (unter Berücksichtigung der Verbilligung durch die kürzeren Kappen) um 0,80—1,20 *M* je Meter.

**59. — Die Schwalbenschwanzzimmerung.** Der Ausbau mit Türstöcken, der für die Querschlag- und Streckenzimmerung das Gegebene ist, findet auch bei der Verzimmerung flacher Bremsberge und Abhauen durchgehends Anwendung. Wird jedoch das Einfallen stärker, so ist die Türstockzimmerung für solche Baue wenig geeignet, weil die einzelnen Gevierte in sich zu wenig Halt gegen die Wirkung der Schwerkraft in der Fallrichtung besitzen Gerade hier aber werden in dieser Hinsicht besonders große Ansprüche gestellt, da der Ausbau meist auch noch das Gestänge zu tragen hat. Da tritt dann ergänzend die Schwalbenschwanzzimmerung (Abb. 67—69) ein, die im Ruhrkohlenbergbau von alters her gebräuchlich ist. Sie besteht aus der „Kappe“ am Hangenden, den „Stoßhölzern“ an den Stößen und dem „Grundholz“ am Liegenden und ist dadurch gekennzeichnet, daß in der Kappe und dem Grundholz Einschnitte hergestellt werden, die sich nach außen hin keilförmig erweitern und in die sich die Stoßhölzer mit entsprechend angeschnittenen Zapfen hineinlegen. Diese Verbindung wird „Verschwalbung“ genannt; sie zeichnet sich vor der Türstockzimmerung durch festeren Verband und größere Genauigkeit aus.

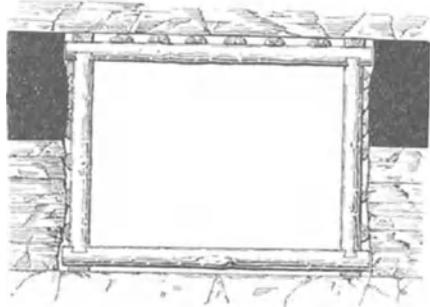


Abb. 67. Schwalbenschwanzzimmerung.

Je nachdem, ob der Druck stärker vom Hangenden her (bei flachem Fallen) oder in der Fallrichtung (bei steiler Lagerung) wirkt, kann die Verschwalbung passend abgeändert werden. Bei stärkerem Druck vom Hangenden darf die Kappe nicht zu sehr geschwächt werden; der Einschnitt wird daher nur oberflächlich ausgestemmt (Abb. 68). Ist dagegen infolge steilen Einfallens die in der Fallrichtung aufzunehmende Last groß, so läßt man

diesen Einschnitt *c* (Abb. 69) von oben nach unten durch die Kappe hindurchgehen; er wird dann in dieser Richtung ebenfalls keilförmig, und zwar mit Verjüngung nach unten hin, hergestellt.

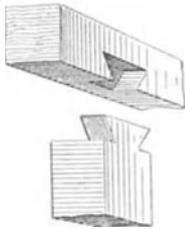


Abb. 68. Verschwalbung für Druck vom Hangenden (flaches Einfallen).

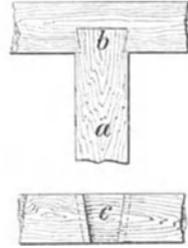


Abb. 69. Verschwalbung für Druck in der Fallrichtung (steiles Einfallen).

#### 4. Voreilender Ausbau (Getriebe- und Abtreibezimmerung).

60. — **Wesen des voreilenden Ausbaues.** Während die vorstehenden Erörterungen sich stets auf einen Ausbau bezogen, der der Gewinnung nachfolgt, bezwecken verschiedene hierher gehörende Ausbaufverfahren die Sicherung der Firste oder auch der Stöße und der Sohle vor der Gewinnung der Gebirgsmassen, so daß diese in vielen Fällen durch den Ausbau überhaupt erst ermöglicht wird. Wo es sich um den Ausbau von Strecken handelt, wird dieses Verfahren durch die verschiedenartigen Getriebezimmerungen vertreten, während ihm in den Abbaubetrieben der Ausbau mit Vortreibepfählen entspricht.

61. — **Getriebe- oder Abtreibezimmerung; Allgemeines.** Bei dieser Streckenzimmerung sind nach zwei Richtungen hin verschiedene Möglichkeiten gegeben. Einerseits kommt in Frage, ob es sich um den Streckenvortrieb durch hereingebrochene Massen oder durch anstehendes, rolliges Gebirge handelt, und andererseits kann das Abtreiben in verschiedenem Umfange stattfinden, je nachdem nur die Firste durch Abtreiben zu sichern ist (Firstengetriebe) oder auch die Stöße (vielfach auch die Sohle) eine solche Sicherung erfordern (Strecken- oder Stollengetriebe).

Für den Steinkohlenbergmann, der es durchweg mit festem Gebirge zu tun hat, spielt die Getriebezimmerung eine bedeutend geringere Rolle als für den Braunkohlenbergmann, der schwimmendes und rolliges Gebirge stets in dichter Nähe hat. Immerhin hat z. B. auch der oberschlesische Steinkohlenbergbau ziemlich oft von diesem Ausbaufverfahren Gebrauch zu machen, da das Steinkohlengebirge häufig von Schwimmsand überlagert wird, der zum Hereinfließen in die Baue neigt. Ganz untergeordnet ist die Bedeutung der Getriebezimmerung in Strecken für den westlichen Steinkohlenbergbau, wo sie nur aushilfsweise bei Aufwältigungsarbeiten zur Geltung kommt und deshalb nicht kunstgerecht ausgebildet worden ist. (Über das Getriebeverfahren beim Schachtabteufen im schwimmenden Gebirge wird im Abschnitt „Schachtabteufen“ das Erforderliche gesagt werden.)

Das Wesen der Getriebezimmerung (Abb. 70—72) besteht darin, daß von einer fest eingebauten Zimmerung aus die sog. „Getriebepfähle“  $p_1 p_2$  nach vorn getrieben werden, und zwar unter solchem Winkel schräg nach oben, daß unter ihrem vorderen Ende wieder Platz für eine neue Zimmerung geschaffen wird. Diese Pfähle (Abb. 70 c) bestehen aus hartem Holz. Ihr vorderes Ende (das „Schwanzende“) wird einseitig zugeschärft, um leicht in die losen Massen eindringen zu können, und zwar kommt die schräge Fläche nach innen zu liegen, damit die Pfähle durch die Widerstände, auf die sie stoßen, eher nach außen als nach innen gedrängt werden. Zur Verhütung des Absplittersns beim Antreiben sind gemäß Abb. 70 c die vorderen und hinteren scharfen Kanten abgeschrägt („die Ohren verschnitten“).

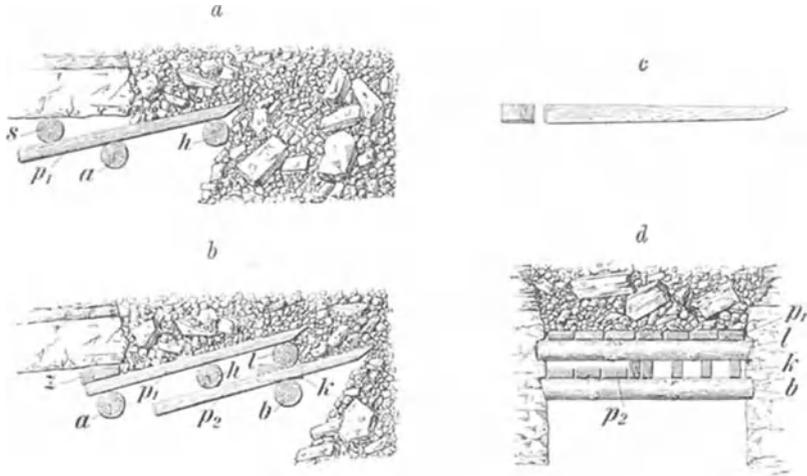


Abb. 70 a—d. Firstengetriebe mit Anstecken von einem Firstenstempel (a) aus.

Die Pfähle liegen „dicht an dicht“, so daß jeder durch die beiden Nachbarpfähle geführt wird.

**62. — Firstengetriebe.** Das einfachste Getriebe, das „Firstengetriebe“, wird durch die Abbildungen 70 und 71 veranschaulicht; nur die Firste braucht abgefangen zu werden. Sind die Stöße genügend zuverlässig für die Herstellung von Bühnlöchern, so genügt (Abb. 70) ein Firstenstempel  $a$  als Grundlage des ersten Getriebes, der dann als „Anstecker“ bezeichnet wird. In Abb. 71 ist eine weniger gute Beschaffenheit der Stöße angenommen, weshalb hier von einem Türstock  $a_1$  aus angesteckt wird. Zwischen dem Anstecker (bzw. der Kappe des Ansteck-Türstocks) und der Firste muß genügend Raum verbleiben; die dazu erforderlichen Vorrichtungen faßt man unter dem Begriff der „Pfändung“ zusammen.

Zur Festlegung der schrägen Richtung der Pfähle dient zunächst ein zweites, etwas weiter rückwärts verlagertes Holz, die „Spannpfändung“  $s$  (Abb. 70 a), die nach dem Vortreiben der Pfähle auf die ganze Länge durch „Zwickkeile“  $z$  ersetzt wird. Ist etwas Platz geschaffen, so werden die Pfähle durch Einbringen eines Hilfstempels  $h$  (Abb. 70 a u. b) oder durch die Kappe eines Hilfstürstocks ( $b_1$  u.  $b_2$  in Abb. 71) gestützt. Stempel und

Kappe dienen gleichzeitig zur Festlegung der Pfahlrichtung für das nächste Getriebe. Sind die Pfähle um eine Feldbreite vorgetrieben, so werden sie durch die „Pfändlatte“  $l$  (Abb. 70) bzw.  $s_1$  u.  $s_2$  (Abb. 71) unterfangen,

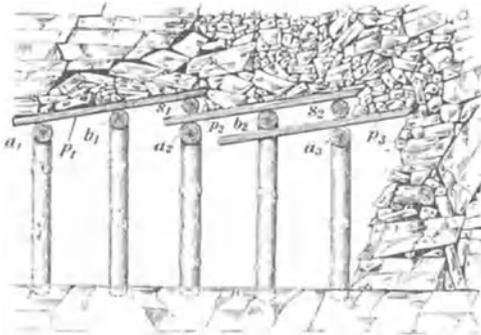


Abb. 71. Firstengetriebe mit Anstecken von einem Türstock aus.

ein Stück Rund- oder auch Halbholz, unterhalb dessen dann der neue Firstenstempel  $b$  bzw. Türstock  $a_3$  eingebaut wird. Zwischen Firstenstempel  $b$  und Pfändlatte  $l$  (Abb. 70b u. d) wird durch die „Pfändkeile“  $k$  ein genügend hoher Raum festgelegt, der das reibungsfreie Eintreiben der nächsten Pfahlreihe  $p_2$  gestattet.

Die Pfähle werden mit dem Treibfäustel angetrieben, und zwar immer in kleinen Absätzen. Es muß vor allen

Dingen verhütet werden, daß über den Pfählen Hohlräume entstehen, weil durch deren Zubruchgehen die Zimmerung zerstört werden kann.

Daher sind die Schwanzenden der Pfähle nie völlig frei zu legen. Außerdem sind durch Vorsicht beim Antreiben der Pfähle Erschütterungen der lockeren Massen, die ein plötzliches Nachrollen größerer Mengen veranlassen könnten, nach Möglichkeit zu vermeiden.

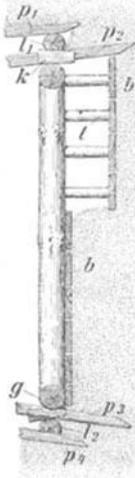


Abb. 72<sup>1)</sup>. Streckengetriebe mit Ortsvertäfelung.  
 $p_1-p_4$  = Getriebepfähle,  
 $l_1$   $l_2$  = Pfändlatten,  
 $g$  = Sohlenholz,  
 $k$  = Pfändkeil.

**63. — Streckengetriebe und Vertäfelung.** Beim Streckengetriebe (Abb. 72) müssen auf allen Seiten Pfähle vorgetrieben werden, unter Umständen auch auf der Sohle. Als „Anstecker“ dienen also Kappe und Beine des Türstocks, nötigenfalls auch das Sohlenholz. Ebenso wird der Hilfstürstock hier auch an den Seiten beansprucht.

Beim Streckentreiben im Schwimmsand kommt noch eine weitere Vorsichtsmaßregel hinzu, nämlich das Zurückhalten des Ortstoßes selbst durch die „Ortsbretter“ oder „Zumachebretter“  $b$  (Abb. 72), die zusammen die „Vertäfelung“ bilden. Diese stützen sich zunächst (Abb. 72 unten) gegen die Beine des letzten Türstocks, der hart an ihnen eingebaut wird; sie werden dann mit dem Vortreiben der Abtreibepfähle absatzweise, und zwar in der Reihenfolge von oben nach unten, vorgeschoben und

durch Spreizen  $t$  gegen die Beine des Türstocks abgesteift, bis wieder Platz für einen neuen Türstock geschaffen ist, usf. Dabei muß das Abfließen

<sup>1)</sup> Nach Dittmarsch: Grubenausbau (Hannover, Jänecke), 1908, S. 58.

von Wasser ermöglicht werden, weil dadurch die Zimmerung entlastet wird; dagegen ist der Sand sorgfältig zurückzuhalten. Das geschieht durch Verstopfen der Fugen mit Stroh, Heu u. dgl. — Bei besonders starkem Druck müssen die Zumachebretter ihrerseits noch wieder aus einzelnen Stücken zusammengesetzt werden, die dann jedes für sich wieder abzupreizen sind, so daß der tägliche Fortschritt sich in solchen Fällen manchmal nur nach Zentimetern bemißt.

**64. — Vortreibezimmerung im Abbau.** Die vorstehend beschriebene, für die Überwindung großen Druckes bestimmte Getriebezimmerung kann für den Abbau nicht in Frage kommen, da bei derartig ungünstigen Gebirgsverhältnissen ein Abbaubetrieb mit größerer Fläche nicht möglich ist. Jedoch hat sich auch für den Abbau im Steinkohlenbergbau ein einfacheres, hier als „Vorpfändung“ bezeichnetes, Vortreibeverfahren (s. Abb. 73 u. f., vgl. ferner die Abbildungen 51—53 auf S. 59) herausgebildet und gut be-

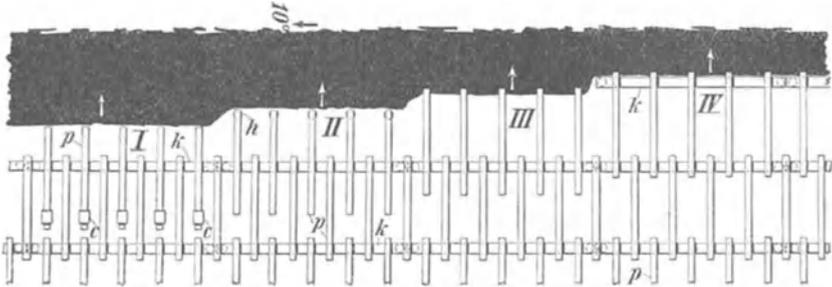


Abb. 73. Vortreibezimmerung im Abbau, Verhieb rechtwinklig zum Stoß.

währt. Diese Art der Zimmerung ist zwar nicht, wie die Getriebezimmerung, für die Gewinnung unbedingt erforderlich, aber für die Verringerung der Stein- und Kohlenfallgefahr von großer Bedeutung. Sie ist daher notwendig und vorgeschrieben bei gebrächem Hangenden oder beim Vorhandensein eines „Nachfallpackens“ über dem Flöze, der gehalten werden soll. Besonders wichtig ist das Vorpfänden für Flöze von etwas größerer Mächtigkeit, in denen die Gewinnung in einzelnen Bänken von oben nach unten erfolgt. In solchen Flözen schreitet der Abbau langsamer vorwärts, so daß unter einer und derselben Stelle des Hangenden längere Zeit gearbeitet werden muß und dieses daher stärker in Bewegung kommen kann. Außerdem ergibt sich in mächtigen Flözen öfter die Notwendigkeit, die liegenden Bänke zuerst zu gewinnen und dabei die hangenden Schichten durch Vortreibepfähle abzufangen.

**65. — Vortreiben der Pfähle.** Da die Vortreibepfähle auch hier wieder von besonderen Ansteckhölzern aus vorgetrieben werden müssen, so wird bei diesem Verfahren gemäß Abb. 73 der Einbau von Kappen (in Westfalen „Schalhölzer“, in Niederschlesien „Zimmer“ genannt) unter dem Hangenden erforderlich, die durch die nötige Anzahl von Stempeln gestützt werden. Diese Kappen werden, um Raum für die Verzugpfähle zu lassen, nicht dicht unter das Hangende gelegt, sondern durch Pfändkeile (s in Abb. 74) festgehalten, die gemäß Ziff. 54 gleichzeitig als Quetschhölzer die erste Sen-

kung des Hangenden aufnehmen und die Stempel vor Bruch schützen sollen. Zwischen diesen hindurch werden die

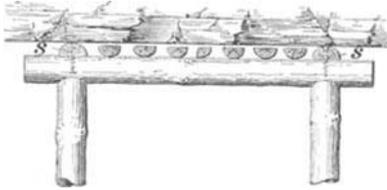


Abb. 74. Kappe mit aufgenagelten Pfändhölzern (Quetschhölzern) *s* für die Vortreibezimmerung.

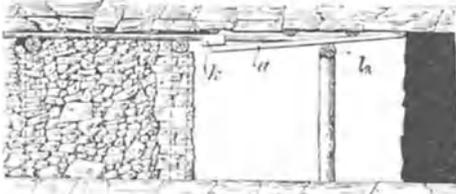


Abb. 75<sup>1)</sup>. Vortreibezimmerung im Abbau. Erhöhung der Sicherheit durch Querverzuzpfähle.

Pfähle, der Kohlengewinnung folgend, vorgetrieben, und zwar so lange, bis für eine neue Kappe Platz geschaffen ist und diese durch Stempel gestützt werden kann, worauf von ihr aus eine neue Pfahlreihe vorrückt. Es wird so nicht nur der Aufenthalt unter der fertigen Zimmerung, sondern auch derjenige zwischen dieser und dem Kohlenstoß und die Gewinnung der unteren Flözbänke soweit wie nur

eben möglich sichergestellt. In jeder ihrer verschiedenen Stellungen müssen die Pfähle fest gegen das Hangende gepreßt werden, was durch Keile geschieht, die zweckmäßig vom hinteren Ende aus (d. h. zwischen Pfahl und Hangendes, *c* in Abb. 73, *k* in Abb. 75, vgl. auch die übrigen Abbildungen) eingetrieben werden.

**66. — Unterstützung der Pfähle.** Sind die Pfähle ein Stück weit vorgetrieben, so tritt an die Stelle dieser Unterstützung die vorläufige Stützung ihres vorderen Endes, die auf folgende Art geschaffen werden kann:

1. Bei hinreichend fester Kohle, wenn die Unterbank zuerst gewonnen werden soll, durch Einbühnen der Pfahlenden in den Kohlenstoß selbst (Abb. 73 bei *III* und Abb. 80).

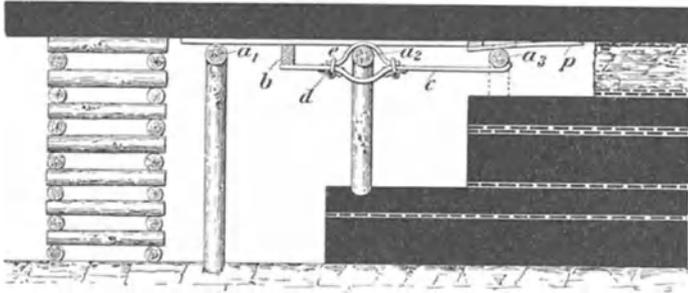


Abb. 76<sup>2)</sup>. Unterstützung der neuen Kappe durch Unterhänge-Eisen.

2. Bei unzuverlässiger Beschaffenheit der Kohle oder bei vorausgehender Gewinnung der Oberbank durch Unterfangen mit Not- und Hilfstempeln (im Ruhrbezirk „Stiepel“ genannt; Abb. 73 bei *II*).

<sup>1)</sup> Verhandlungen und Untersuchungen d. preuß. Stein- u. Kohlenfallkommission, (Berlin, Ernst & Sohn), 1906, S. 443, Abb. 29.

<sup>2)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1905, S. 84; Versuche und Verbesserungen.

3. Durch die endgültig neu einzubauenden Kappen selbst nach dem in Abb. 76 veranschaulichten Verfahren. Die Kappen ruhen bei der hier als Beispiel dargestellten Ausführung auf Flacheisen *c*, die mit Bügeln *e* an der letzten fest eingebauten oder vorläufig abgestützten Kappe *a*<sub>2</sub> aufgehängt sind und am hinteren Ende durch Keile *b* in ihrer Lage festgehalten werden;

die Bügel werden zwischen der Kappe und dem Hangenden durchgesteckt und sodann durch die Schäckel *d* mit dem Flacheisen *c* verbunden. Bei druckhaftem Hangenden kann man die Kappen *a*<sub>3</sub>, wenn sie etwa um die halbe Feldbreite vorge-

trieben sind, bereits wieder durch Hilfstempel unterfangen. Nach weiterem Vorrücken des Stoßes wird der Bügel wieder gelöst und über die nächstvordere Kappe gehängt.

Bemerkenswert ist die Verwendung je zweier doppeltgekröpfter Bügel mit einem Unterzug an Stelle des Flacheisens nach Abb. 77, die ebenso wie die Abb. 76 die bankweise vorschreitende Gewinnung eines mächtigen Flözes zum Gegenstande hat. Hier wird in folgender Weise verfahren: zunächst wird über den einzelnen Strossen das Hangende durch verlorene Stempel *s*<sub>1</sub>—*s*<sub>3</sub> von entsprechender, absatzweise zunehmender Länge getragen. Sind die Strossen weit genug vorgerückt, so wird der Stempel *s*<sub>3</sub> durch einen endgültigen Stempel ersetzt, ein dritter Bügel über dessen Kappe gehängt und der Rundholz-Unterzug bis zur vordersten Kappe weitergetrieben, worauf der hintere Bügel *h* über diese gehängt, der Stempel *s*<sub>2</sub> gegen einen solchen von der Länge *s*<sub>3</sub> vertauscht wird usw. Der Unterzug trägt also hier jedesmal die Kappe, deren Stempel ausgewechselt werden sollen.

4. Durch Hilfskappen, die gleich nach Einbau der letzten Kappe vor dieser aufgehängt und nun der Gewinnung entsprechend samt den Vor-

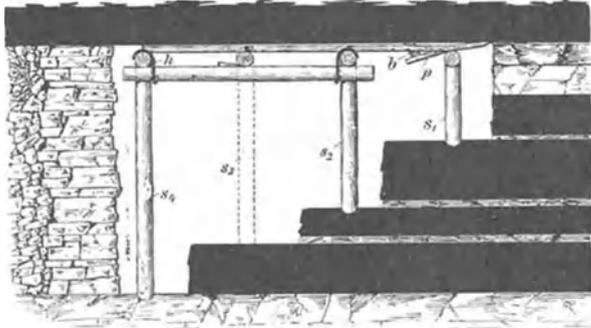


Abb. 77. Auswechsell verlorener Stempel mit Hilfe eines Unterzugs.

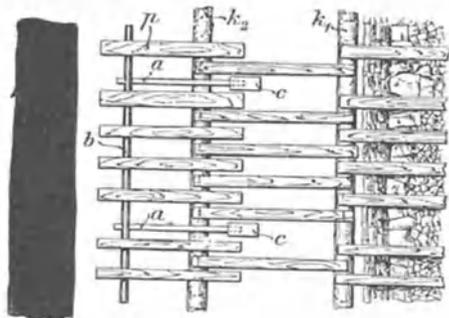
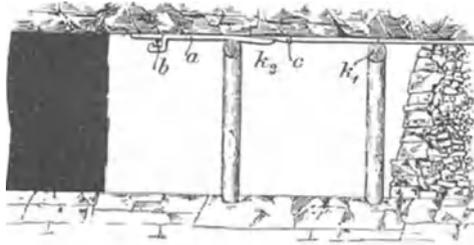


Abb. 78. Vortreibezimmerung mit Grubenschiene als Hilfskappe.

treibepfählen ständig nachgeschoben werden. Dieses Verfahren wird durch Abb. 78 veranschaulicht. Als Hilfskappe dient hier eine Grubenschiene *b*; sie ruht in den vorderen, hakenförmig umgeschmiedeten Enden der Vierkanteisen *a*, die in ähnlicher Weise wie die Vortreibepfähle am hinteren Ende durch Keile *c* gegen das Hangende abgestützt werden. Dem Vorrücken des Abbaustoßes entsprechend wird diese Schiene nebst den auf ihr ruhenden Pfählen *p* so lange vorgetrieben, bis eine neue Kappe eingebaut werden kann.

Das unter 3. und 4. beschriebene Vortreiben „fliegender Kappen“ bietet beim Abbau weniger mächtiger Flöze außer der größeren Sicherheit den Vorteil, daß es ohne Hilfstempel am Kohlenstoß, die dort hinderlich sind und den Ausbau umständlicher und teurer machen, auszukommen gestattet. Dieser Vorzug kommt besonders beim Verhieb in einzelnen Bänken vom Hangenden zum Liegenden (Abb. 76 u. 77) sowie beim Abbau mit Schüttelrutschen, Schrämmaschinen und Schrapfern zur Geltung.

Die Vortreibepfähle können aus Holz oder Eisen bestehen. Eiserne Pfähle (*a* in Abb. 75) wurden früher auf einigen Gruben in Gestalt von Flacheisen oder I-Eisen verwendet. Jedoch erwiesen sich Flacheisen, die zudem wegen ihrer stärkeren Reibung schwieriger vorzutreiben waren, als zu wenig tragfähig, während Profileisen wegen ihrer geringen Breite das Hangende nur auf kleine Flächen unterfangen, auch bei einigem Druck sich in das Hangende oder die Kappen „einfressen“. Neuerdings haben sich Wellblechpfähle, wie sie im englischen Bergbau gemäß Abb. 84 auf S. 76 verwandt werden<sup>1)</sup>, gut bewährt; sie werden bei uns beispielsweise von der Kommanditgesellschaft Herm. Schwarz in Wattenscheid geliefert. — Eisenpfähle müssen wegen ihres höheren Preises möglichst oft wiedergewonnen und von neuem benutzt werden. Sie erfordern daher eine schärfere Aufsicht, bieten aber den Vorteil größerer Tragfähigkeit. Holzpfähle werden entweder besonders zu diesem Zwecke hergestellt (*p* in Abb. 76) oder stellen gleich den endgültigen Verzug dar (Abb. 73 u. 78). Im ersteren Falle ist zwar auch eine Wiedergewinnung erwünscht, doch kann diese, da eine größere Anzahl von Vortreibepfählen gleichzeitig benutzt werden kann, bis nach dem Einbringen der endgültigen Zimmerung mit ihren besonderen Verzugpfählen hinausgeschoben werden. Auch kann man schwer zu lösende Pfähle ohne großen Schaden stecken lassen. Als Beispiel für die Abmessungen hölzerner Vortreibepfähle sei genannt: Länge 1,2 m, Breite 0,12—0,15 m, Dicke 4—6 cm. Die Pfähle können, um sie bequemer vortreiben, zwischen das Hangende und das neue Schalholz eintreiben oder in die Kohle einbühnen zu können, vorn angeschärft werden. Da sie dadurch aber an der Spitze, die gerade den Hauptdruck auszuhalten hat, stark geschwächt werden, so ist das Anschärfen nach Möglichkeit zu vermeiden.

Der Abstand der Pfähle muß dem Auftreten von Schnitten und Fremdkörpern im Hangenden (Ziff. 1) angepaßt werden. Insbesondere ist bei größeren „Kesseln“ darauf zu halten, daß diese durch mindestens 2 Pfähle abgefangen werden. Außerdem können, wie Abb. 75 u. 79 zeigt, bei kurzklüftigem

<sup>1)</sup> Glückauf 1930, Nr. 2, S. 43; Dr.-Ing. H. Winkhaus: Die Pflege des Hangenden durch Teilversatz.

Hangenden bereits die Vortreibepfähle  $p$  selbst zum Tragen verlorener Querpfähle ausgenutzt werden, wodurch auch die zwischen den Pfählen liegende Fläche des Hangenden schon nach Möglichkeit gesichert wird.

**67. — Abtreiben in 2 Abschnitten.** Eine Gewinnung mit doppelter Anwendung des Vortreibeverfahrens zeigt Abb. 79<sup>1)</sup>. Es handelt sich hier um ein Flöz mit je einem gebrächen Schieferpacken am Liegenden und am Hangenden. Zunächst wird nur die Kohle gewonnen und der Nachfall durch Kappen getragen, die sich auf verlorene Stempel stützen; letztere ruhen mit breitem Fußpfahl auf der liegenden Schicht. Von diesen verlorenen Kappen aus wird der Nachfall durch Vortreibepfähle  $p$  abgefangen, unter deren Schutz die Kohlengewinnung vor sich geht. Entsprechend rückt dann die Her-

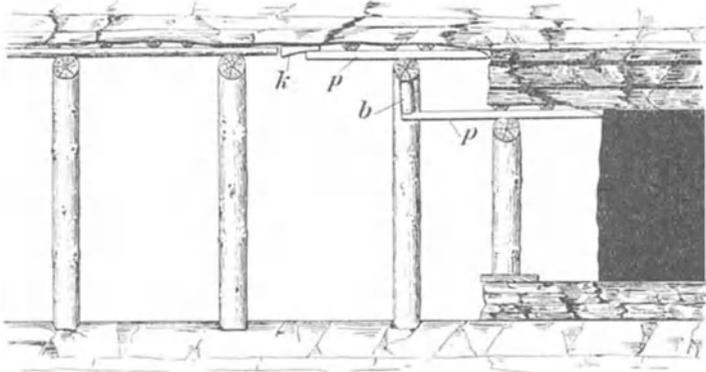


Abb. 79. Doppelte Anwendung der Vortreibezimmerung.

stellung der vollen Öffnung durch Abdecken des liegenden und Hereingewinnen des hangenden Packens nach, wobei gegen das Hangende wiederum Vortreibepfähle  $p$  verwendet werden. Die Pfähle unter dem Nachfall werden durch Spreizen  $b$  gegen die letzte Kappe, diejenigen unter dem Hangenden durch Keile  $k$  hinten abgestützt.

**68. — Vortreibezimmerung und Verhieb.** Das Abbau- und Ausbauverfahren nach Abb. 73 auf S. 69, bei dem die Gewinnung in der durch die Pfeile bezeichneten Richtung, d. h. senkrecht zum Stoß, vorschreitet, ermöglicht das Angreifen des Kohlenstoßes in breiter Fläche, also mit günstiger Hauerleistung und hohem Stückkohlenfall. Bei gebrächem Hangenden und steilerem Einfallen als etwa  $15^\circ$  ist es jedoch weniger geeignet, weil es dann wegen der gleichzeitigen Bloßlegung größerer Flächen gefährlicher wird. Es verdient dann der alte westfälische „Pfundungsbau“ (Abb. 80) den Vorzug. Bei diesem wird, allerdings unter Verringerung der Hauerleistung und des Stückkohlenfalles, der Kohlenstoß in einzelnen parallelen Streifen (in Westfalen „Kröpfe“ genannt) von je 1 Feld Breite abfallend, d. h. in der Richtung der schwebenden Kappen (s. die Pfeile) gewonnen. Daher werden hier Vortreibepfähle überhaupt nicht verwendet, sondern die Verzugpfähle

<sup>1)</sup> S. die auf S. 70 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Verhandl. d. Stein- u. Kohlenfallkommission, S. 442, Abb. 28.

Stück für Stück vorgeschoben, sobald durch die Kohलगewinnung hinreichend Platz geschaffen ist. Die Stützung dieser Pfähle erfolgt nach der Abbildung durch Einbühnen in die Kohle. Ein solcher Ausbau ist bei jedem Einfallen anwendbar und bietet die größtmögliche Sicherheit, da das Hangende in ganz kleiner Fläche bloßgelegt wird.



Abb. 80. Vortreibezimmerung im Abbau, Verhieb gleichlaufend mit dem Stoß (Pfundungsbau). (Die weißen Linien in der Kohle deuten die Schlechten an.)

**69. — Vorpfindung im Streckenbetriebe.** Für Streckenbetriebe ist jetzt im Ruhrbezirk die Vorpfindung bergpolizeilich vorgeschrieben. Sie erfolgt gemäß Abb. 81

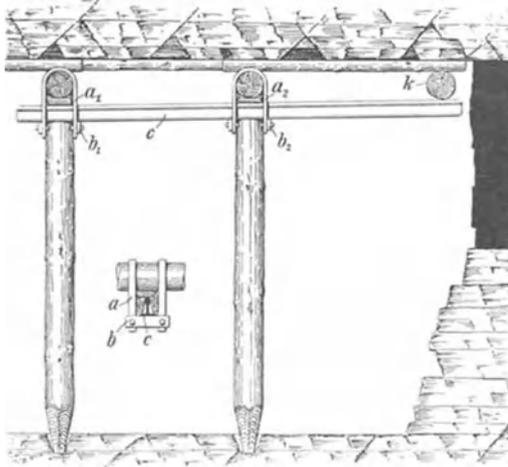


Abb. 81. Vorpfinden mit Eisenbahnschienen beim Streckenvortrieb.

stets gesichert bleibt. Ein Kanten der Unterzüge in den Bügeln kann durch Verkeilen gemäß der Nebenzeichnung verhütet werden. Weitere Ausbildungsformen der Bügel lassen die Abbildungen 82a—d erkennen. Der doppelt gekröpfte Rundeisenbügel nach Abb. 82a ist sehr einfach, frißt sich aber in die Kappe ein, was der Bügel nach Abb. 82b vermeidet, der aus zwei gebogenen Flacheisen  $a_1$ ,  $a_2$  mit zwischengelegtem  $\square$ -Eisen  $b$  mit Befestigung durch Bolzen  $c$  besteht. Der von A. Schwesig in Buer gelieferte

81 durch Unterzüge in Gestalt von Eisenbahnschienen  $c$  oder Langhölzern, die hinten in Bügeln  $a_1$   $a_2$  an den endgültig eingebauten Kappen aufgehängt und durch Eintreiben eines stärkeren Keiles zwischen ihnen und der hintersten Kappe schräg nach oben geführt werden, damit sie die mitgenommene „fliegende“ Kappe  $k$  fest gegen die Firste drücken. Die Verzugpfähle für das vorderste Feld werden entsprechend nachgetrieben, so daß die Arbeitsstelle

Bügel nach Abb. 82c zeigt einen Klappbügel  $a$ , der eine Hülse  $b$  trägt und mit dieser durch den an einem Kettchen hängenden Bolzen  $c$  gekuppelt wird; je 2 Löcher in der Hülse  $b$  ermöglichen die Anpassung an verschiedene Kappenstärken. Der von dem gleichen Hersteller gelieferte Bügel nach

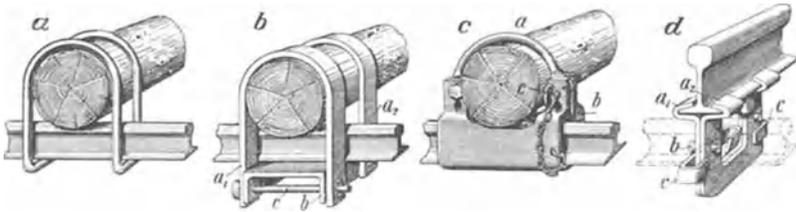


Abb. 82 a—d. Verschiedene Ausführungen von Bügel für das Vorpfänden.

Abb. 82 d, der für Eisenkappen bestimmt ist, besteht aus 2 Hälften  $a_1$   $a_2$ , die durch einen Schlag gegen die um die Bolzen  $b$  drehbaren Klammern  $c$  gekuppelt und entkuppelt werden können.

### b) Der Ausbau in Eisen.

**70. — Vorbemerkung.** Beim Eisenausbau wird sowohl Schmiedeeisen als auch Stahl verwendet. Ersteres findet in Walzprofilen aus Schweiß- oder Flußeisen Verwendung. Stahl (Schweiß- oder Flußstahl) dient in der Form von Rohren und Walzprofilen für Abbaustempel; als Kappen werden auch Schienen eingebaut, für die aber dann ein zäher Werkstoff erwünscht ist, da sie sonst zum plötzlichen Bruch bei stärkerer Druckbeanspruchung neigen.

Gußeisen kommt wegen seiner Sprödigkeit und des großen Gewichtes gußeiserner Stücke infolge größerer Wandstärken nicht in Betracht.

#### 1. Einfacher Eisenausbau.

**71. — Anwendungsgebiet und Erfordernisse.** Der einfache oder Stempelausbau in Eisen kommt vorwiegend für den Abbau in Frage, da er in Strecken, die so wenig druckhaft sind, daß der Stempelausbau für sie ausreicht, wegen seines höheren Preises nicht mit dem Holzstempel in Wettbewerb treten kann. Im Abbau aber können eben dieses höheren Preises wegen eiserne Stempel nur dann verwendet werden, wenn sie sich wiedergewinnen lassen.

**72. — Starre Stempel.** Bei den starren Stempeln legte man anfangs Wert auf möglichst weitgehende Verstellbarkeit. Diese wurde beim „Noniusstempel“<sup>1)</sup> von Hinselmann dadurch erreicht, daß die rohrförmigen Ober- und Unterstempel mit senkrechten Schlitz versehen und diese im Oberstempel gegenüber dem Unterstempel nach Art einer Noniusteilung versetzt waren, so daß in ähnlicher Weise wie beim Schwarz-Stempel nach Abb. 87 auf S. 78 durch abwechselndes Eintreiben von 2 Keilen in die jeweils passenden Schlitz die gewünschte gegenseitige Lage hergestellt werden konnte. Beim Stempel von Mommertz<sup>1)</sup> bestanden beide Teile aus Winkel-

<sup>1)</sup> Abbildungen in den früheren Auflagen dieses Bandes.

eisen und wurden durch ein im Grundriß dreieckig gestaltetes Schloß zusammengehalten, in das nach Einstellung der gewünschten Länge ein Stahlkeil von oben eingetrieben wurde.

Die heutigen starren Stempel, wie sie namentlich im englischen Bergbau viel verwendet werden<sup>1)</sup>, bestehen meist aus einfachen Rohren oder Profileisen. Abb. 83 a u. b zeigt 2 Ausführungen von Rohrstampeln. Diese können, wie dargestellt, mit durchgehenden Holzkernen versehen werden, die den Widerstand gegen Knickung erhöhen; Abb. 83 b veranschaulicht außerdem die Möglichkeit, oben und unten kurze Holzpfropfen einzutreiben, die eine Bearbeitung und damit genauere Anpassung an die Flözmächtigkeit sowie ein leichteres Rauben ermöglichen. Abb. 84 zeigt solche Stempel in Verbindung mit Verzug durch Wellblech-Schaleisen.

Gewichte und Bruchbelastungen solcher Stahlrohrstempel ergeben sich aus der nachstehenden Übersicht:

Länge m	Außendurchmesser mm	Gewicht kg	Bruchbelastung t
0,75	76	9,6	77
1,20	115	25,9	122
1,80	165	63,7	189

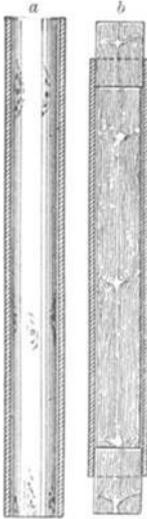


Abb. 83 a u. b. Starre Stahlrohrstempel mit Holzkern.

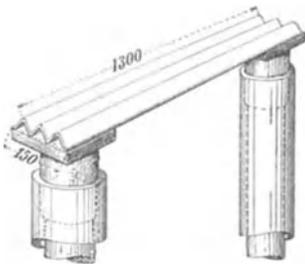


Abb. 84. Stahlrohrstempel mit Holzkern und Schaleisenverzug.

Auch die starren Stempel gestatten dem Hangenden durch das Zusammendrücken der herausragenden Holzenden oder besonderer Quetschhölzer eine genügende Bewegung, um die Kohlegewinnung durch Lockerung der Kohle zu unterstützen.

### 73. — Nachgiebige Stempel.

Während für den Abbau ohne Versatz oder mit Selbstversatz starre Stempel erforderlich sind, die das Hangende im Arbeitsraum sicher tragen, müssen beim Abbau mit Versatz nachgiebige Stempel verwendet werden, die dem Hangenden gestatten, sich auf den Versatz zu legen.

Als erster nachgiebiger Stahlstempel kam derjenige von Sommer zur Verwendung, der durch Abb. 85 veranschaulicht wird. Er bestand aus zwei ineinander verschiebbaren Stahlrohren  $r_1$ ,  $r_2$ . Das obere Rohr  $r_2$  stützte sich mittels eines fest angezogenen Schellenbandes  $k$ , das nach oben hin durch einen angehängten Haken  $h$

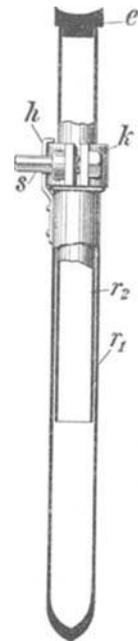


Abb. 85. Stahlstempel von Sommer.

<sup>1)</sup> Glückauf 1929, Nr. 34. S. 1182; Dr. Haack: Stahlstempel im englischen Bergbau; — ferner ebenda in dem auf S. 72 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von Dr.-Ing. H. Winkhaus.

gehalten wurde, gegen den verstärkten Kopf des unteren Rohres  $r_1$ . Der Zusammenschiebung des Stempels infolge der Durchbiegung des Hangenden wirkte also nur die Reibung des Schellenbandes entgegen, die nach Versuchen durch einen Druck von 10000 bis 12000 kg überwunden wird. Zur Wiedergewinnung des Stempels mußte die Mutter des Bandes gelöst werden, was im Falle der Gefahr aus größerer Entfernung mittels eines Schraubenschlüssels erfolgen konnte, der an dem Vierkant  $s$  angriff.

Der Sommersche Stempel hat sich auf die Dauer nicht bewährt. Zunächst entsprach sein Widerstand gegen den Gebirgsdruck nicht den Anforderungen, die gestellt werden müssen und die darauf hinauslaufen, daß die Widerstandsfähigkeit des Stempels in dem Maße seines Zusammenschiebens wachsen soll, weil der Druck des Hangenden im allgemeinen um so stärker wirkt, je mehr dieses in Bewegung gerät. Beim Sommerschen Stempel dagegen ist, wie eine einfache Überlegung ergibt und durch das Schaubild in Abb. 86a verdeutlicht wird, der Widerstand zuerst am größten und geht dann, sobald die Reibungsgrenze (Reibung der Ruhe) überschritten wird,

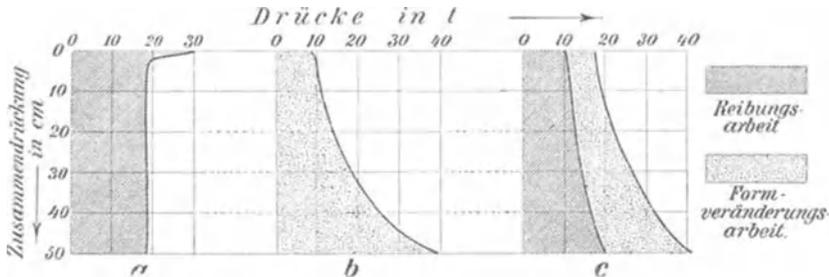


Abb. 86. Veranschaulichung des Verhaltens eiserner Stempel unter Druck<sup>1)</sup>.

in einen wesentlich geringeren Gleitwiderstand (Reibung der Bewegung) über. Ungünstig ist außerdem, daß der Reibungschluß von dem Anziehen der Schraube, also von der Aufmerksamkeit und Kraft des Hauers abhängig ist und daß wegen des ruckweisen Nachgebens das Rauben des Stempels gefährlich wird.

Im Gegensatz zum Sommerschen Stempel wurde bei dem Nellenen Stempel<sup>2)</sup> die Reibung fast vollständig ausgeschaltet und an ihre Stelle eine Formänderung nachgiebiger Masse gesetzt. Der Stempel bestand aus einem rohrförmigen Unterteil und einem in dieses hineintauchenden Holzstempel. Dieser ruhte auf einer Schicht feinkörniger Berge, unterhalb deren eine Anzahl Polsterstücke aus Preßtorf oder einer ähnlichen, nachgiebigen Masse eingelegt war. Das Unterteil hatte am Fuße der Bergeschicht einen Schlitz, der nach Zusammenpressung der Torfpolster vorübergehend freigegeben werden konnte, um einige Berge herauszukratzen und so weiteres Nachgeben zu ermöglichen.

Durch diese Ausführung seines Stempels erreichte Nellen, daß gemäß der vorher aufgestellten Forderung der Widerstand des Stempels mit der

<sup>1)</sup> Näheres s. Bergbau 1919, Nr. 5, S. 68 u. f.; Ohnesorge: Die Entwicklung der nachgiebigen eisernen Grubenstempel.

<sup>2)</sup> Abbildung in den früheren Auflagen dieses Bandes.

Zusammenschiebung wuchs (vgl. Schaubild Abb. 86b). Doch hatte auch der Nellensche Stempel noch erhebliche Nachteile, da er nicht nur umständlich, sondern auch schwierig wiederzugewinnen war; die Entfernung der losen Massen aus dem vorgesehenen Schlitz hat sich als undurchführbar erwiesen.

Eine dritte Gruppe von Stempeln wird durch die heute in Anwendung stehenden Stempel vertreten, die den Reibungswiderstand mit dem Widerstand gegen Formänderungen vereinigen. Bei diesen Stempeln liegt eine „Keilpaarung“ vor, indem der obere Stempelteil nach unten keilförmig zuläuft und infolgedessen mit dem Einschieben in den unteren Stempelteil eine nachgiebige Einlage (meist Holz) immer kräftiger zusammendrückt.

Da mit deren Zusammendrücken auch der Reibungswiderstand wächst, so ergibt sich gemäß dem in Abb. 85c dargestellten Schaubild, daß mit der Verkürzung des Stempels ein wachsender Widerstand sowohl für die Formänderung als auch für die Reibung eintritt.

Der erste Stempel dieser Art war derjenige von H. Schwarz in Kray, der heute sowohl für flaches Einfallen als auch für steile Lagerung verwandt und auch als Streckenstempel nutzbar gemacht wird. Oberstempel *a* (Abb. 87) und Unterstempel *b* bestehen aus L-Eisen, und zwar ist der Unterstempel unten durch Umbördeln und Schweißen mit einem Fuß versehen. Beide Teile werden mittels eines Bügels *c* zusammengehalten, der sich mittels kleiner

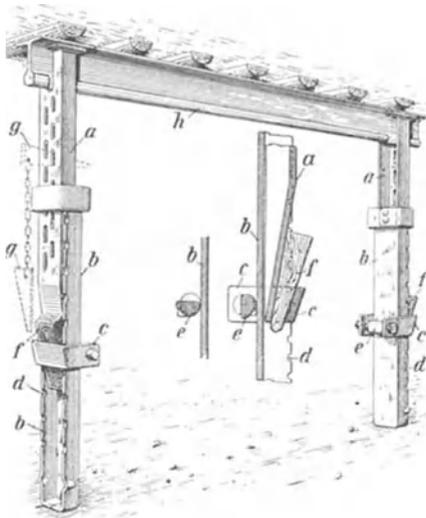


Abb. 87. Nachgiebige Eisenstempel von Schwarz in Verbindung mit Kappschiene.

Vorsprünge in Rasten *d* des Unterstempels einlegt und den ein Exzenterbolzen *e*, der an der Rückwand des Unterstempels angreift, durch entsprechende Verdrehung gegen den Holzkeil *f* preßt. Dieser wird dann durch den Gebirgsdruck mittels des unten keilförmig verjüngten Oberstempels zusammengequetscht. Das Einstellen des Stempels auf die erforderliche Höhe wird außer durch die Rasten im Unterstempel, die einen größeren Spielraum für das Einhängen des Bügels bieten, dadurch erleichtert, daß der Oberstempel in 2 Reihen gegeneinander versetzte Schlitzte trägt, in die abwechselnd Keile *g* eingetrieben werden, bis die gewünschte Länge erreicht wird.

Die Anfertigung der Keile darf nicht dem Hauer überlassen bleiben, sondern muß über Tage aus geeignetem Holz erfolgen. Als das beste Holz hat sich Fichtenholz erwiesen.

Der Kopf des Oberstempels kann je nach Bedarf für die Aufnahme von Eisenbahnschienen (s. Abb. 87) oder Holzkappen ausgestaltet werden. Für die Stempel werden Spezialprofile 7 und 9 und Normalprofile 10, 12 und

14 benutzt. Ihr Gewicht beträgt 16—20 kg bei den Abbau- und 40—50 kg bei den Streckenstempeln<sup>1)</sup>.

Bei dem Stempel von Rohde (Abb. 88) führt sich der voll ausgebildete Oberstempel *i* in dem aus einem U-Eisen hergestellten Unterstempel *a* dadurch, daß der Oberstempel mit einem Schlitz *n* über den Schraubenbolzen *b* gleitet, der das Schloß *s* anpreßt; in letzteres ist eine Holzscheibe *h* eingelegt, die durch den keilförmigen Oberstempel zusammengepreßt wird. Der Stempel wird von der Firma Hermann Müller in Bochum ausgeführt. Er kommt wegen seines einfachen Baues besonders für steile Lagerung in Betracht.

Der Stempel von Rutenborn<sup>2)</sup>, ausgeführt von der Akt.-Ges. Phönix (Abt. Düsseldorfer Röhren- und Eisenwalzwerke), besteht aus einem Stahlrohr mit eingesetztem Fußstück als Unterstempel, in das sich der keilförmige und unten mit einer zylindrischen Führung versehene Oberstempel hineinschiebt. Der Bewegungswiderstand wird durch ein federndes Schellenband erzeugt, das mit 2 Schrauben angepreßt wird.

**74. — Beurteilung der eisernen Stempel. Kosten.** Nachdem die Nachteile der ersten Ausführungsformen durch zweckmäßige Gestaltung größtenteils beseitigt worden sind, haben die eisernen Stempel sich gut bewährt. Voraussetzung dafür ist die Anpassung der jeweilig verwandten Profile an den zu erwartenden Gebirgsdruck und die Möglichkeit einer häufigen Wiedergewinnung, da ja die eisernen Stempel wesentlich teurer als die Holzstempel sind. Ein Vergleich der Gewichte und Preise von Eisen- und Holz-Abbaustempeln ergibt etwa folgendes Bild:

	Gewicht		Preis	
	kg	kg	₰	₰
	Größte Länge:			
	1,0 m	2,0 m	1,0 m	2,0 m
Profileisenstempel	17—20	28—35	10—12	16—18
Stahlrohrstempel	8—15	18—26	10—12	15—20
Fichtenholzstempel	9—16	18—32	0,2—0,3	0,7—0,9

Die Zusammenstellung zeigt, daß der Gewichtsunterschied zwischen Eisen- und Holzstempeln geringfügig ist. Dagegen ergibt sich ein bedeutender Preisunterschied, da der eiserne Stempel mindestens etwa 20 mal soviel kostet wie der hölzerne.

Nun ist allerdings zu berücksichtigen, daß bei Verwendung eiserner Stempel die Holzförder- und Bearbeitungskosten sich entsprechend ver-

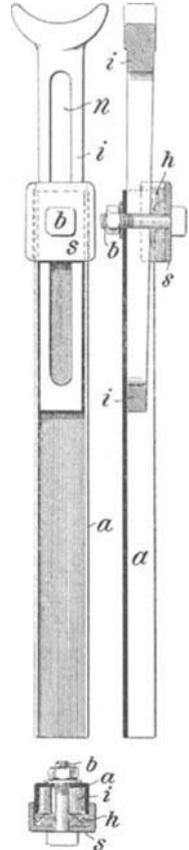


Abb. 88. Eiserner Stempel von Rohde.

<sup>1)</sup> Näheres s. Glückauf 1921, Nr. 25, S. 579 u. f.; Fink: Der Ausbau mit nachgiebigen eisernen Stempeln auf der Zeche Prosper III; — ferner ebenda 1924, Nr. 41, S. 932 u. f.; Fink: Der nachgiebige eiserne Ausbau auf der Zeche Prosper und Arenberg Fortsetzung.

<sup>2)</sup> Abbildung in den früheren Auflagen dieses Bandes.

ringern. Andererseits aber können unter günstigen Gebirgsverhältnissen auch Holzstempel mehrmals benutzt werden. Man wird daher sagen können, daß die eisernen Stempel mindestens etwa 50mal wieder verwendbar sein müssen, wenn ihre Benutzung lohnend sein soll.

Dieses Ziel hat sich mit den Stempeln von Schwarz, Rohde und Rutenborn in vielen Fällen erreichen lassen, und es sind auch durch eine weit häufigere Verwendung der Stempel noch wesentliche Ersparnisse an Holzkosten erzielt worden. Als Beispiel sei aus dem Betriebe der Zeche Prosper angeführt, daß hier der Verbrauch an Schwarz-Stempeln durch Verlust und Verschleiß etwa  $1\frac{1}{4}$ —2% monatlich betrug. Sind nun z. B. in einem Rutschenbau von 100 m Höhe 3 Reihen Stempel in je 1 m Abstand, also 300 Stempel, eingebaut und rückt der Abbau täglich um eine Feldesbreite vor, so müssen täglich 100 Stempel umgesetzt werden; bei 24 Arbeitstagen im Monat wird also jeder Stempel  $\frac{24}{3} = 8$  mal monatlich wiedergewonnen. Beträgt der monatliche Verbrauch 1,5% der Gesamtzahl, also 4,5 Stempel, so entfällt auf einen

Stempel im Durchschnitt ein  $\frac{8 \cdot 300}{4,5} \sim 535$  faches Umsetzen. Rechnet man

andererseits bei Holzstempeln mit einem Stempelpreise von 70  $\mathcal{M}$ , so verursachen die 24 Stempelreihen, die monatlich im Versatz verschwinden, einen Gesamtaufwand von  $24 \cdot 100 \cdot 0,70 = 1680 \mathcal{M}$ . Diesem Betrage steht bei eisernen Stempeln mit je 15  $\mathcal{M}$  Anschaffungskosten bei Einsetzung eines Betrages von durchschnittlich 0,30  $\mathcal{M}$  je Stempel für Erneuerung der Holzkeile und für Richten verbogener Stempel und eines Lohnaufwandes von 0,20  $\mathcal{M}$  für das Umsetzen der Stempel eine monatliche Gesamtausgabe von nur  $4,5 \cdot 15 + 300 \cdot 8 \cdot 0,50 = 1267,5 \mathcal{M}$  gegenüber, so daß sich unter günstigen Verhältnissen erhebliche Ersparnisse ergeben können. Allerdings lassen sich solche Vorteile nur durch sehr sorgfältige Überwachung und gründliches Anlernen der Leute und bei einigermaßen günstigem Hangenden erzielen.

Im allgemeinen können also heute die eisernen Stempel, soweit nicht ihre Handhabung durch zu große Flözmächtigkeit und zu steiles Einfallen zu sehr beeinträchtigt wird, als vorteilhaft bezeichnet werden, zumal sie ja beim Versatzabbau auch ein rasches und gleichmäßiges Niedergehen des Hangenden und damit dessen günstige Beeinflussung im Sinne einer vollständigen Beherrschung des für die Erleichterung der Gewinnung wichtigen Gebirgsdruckes ermöglichen. Allerdings dürfen sie nicht zu „weich“ sein, d. h. sich vor dem Erreichen einer größeren Tragfähigkeit nicht zu stark zusammendrücken.

Im Streckenbetriebe ist für die Verwendung der eisernen Stempel von besonderer Bedeutung die wesentliche Verringerung der Lohnkosten und der Gefährdung der Zimmerhauer, die beim Holzabbau infolge der Notwendigkeit, die Zimmerung mehrmals auszuwechseln, sich ergeben, wengleich diese Übelstände durch die Hilfsmittel der nachgiebigen Zimmerung einigermaßen beschränkt werden können.

**75. — Vorbaustempel.** Hat man gleichwohl gegen die Verwendung eiserner Stempel Bedenken, so sollte man sich wenigstens der eisernen „Vorbaustempel“ ausgiebig bedienen, die als „fliegende Stempel“ zur vor-

läufigen Unterstützung der Vortreibepfähle dienen und deren Gewicht nur etwa 5—15 kg beträgt<sup>1)</sup>).

Einen Vorbaustempel von Heinr. Korfmann jr., Witten, zeigt Abb. 89. Der rohrförmige Unterstempel *a* kann gegen den gleichfalls als Rohr ausgebildeten Oberstempel *b* durch einen Bolzen, der durch eines der verschiedenen Löcher gesteckt wird, in die jeweils passende Lage gebracht werden, worauf durch Herausschrauben der Spindel *d* mittels der Mutter *c* die Feineinstellung erfolgt. Eine andere Bauart zeigt einen nachgiebigen Stempel mit oben aufschlitzztem und mit einer Klemmhülse versehenem Unterstempel, in den der Oberstempel sich hineinschiebt.

Abb. 90 veranschaulicht eine Ausführung der Düsseldorfer Metallwerke. Im rohrförmigen Unterstempel *a* verschiebt sich der gleichfalls als Rohr ausgebildete Oberstempel *b*, der den oben für die Aufnahme der Kappe entsprechend gestalteten Schraubenspindelkopf *c* mit der Mutter *d* trägt. Die Befestigung erfolgt durch Herunterschlagen der Hülse *e* mittels der kräftigen Schlagnocken *f*; die Hülse preßt dabei den mit Hilfe der Schlitz *g* federnd ausgebildeten und nach oben schwachkegelig zulaufenden Oberteil des Unterstempels zusammen. Der Oberstempel kann nach Bedarf gleichfalls schwachkegelig hergestellt werden, um größerem Druck gewachsen zu sein.

Derartige Stempel können auch als Hilfstempel bei der Streckenzimmerung verwandt werden, wo sie nicht nur stützend, sondern (vermöge des Gewindekopfes bzw. des diesen herauserschraubenden drehbaren Unterstempels nach Abb. 90) auch hebend wirken können. Man kann mit ihnen Kappen über gebrochenen Stempeln abstützen und etwas anheben, hereingebrochene Gesteinsmassen vorübergehend abfangen und dadurch das Einwechseln neuer Stempel ermöglichen u. dgl.

Vorbaustempel kosten je nach Länge (1—2 m) etwa 10 bis 17 *M.*

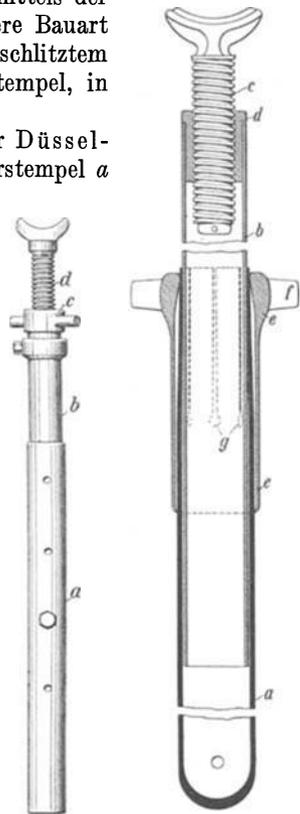


Abb. 89.  
Vorbaustempel  
von  
Korfmann.

Abb. 90.  
Vorbaustempel der  
Düsseldorfer  
Metallwerke.

## 2. Zusammengesetzter Eisenausbau.

**76. — Türstockausbau in Eisen.** Der eiserne Türstockausbau zeichnet sich durch große Gleichmäßigkeit aus, da die einzelnen Stücke nicht an Ort und Stelle unter Tage bearbeitet werden können, sondern sämtlich fertig zusammengepaßt angeliefert werden müssen.

Eine Verbindung durch Verblattung nach Art der deutschen Türstockzimmerung ist möglich, aber zu teuer und umständlich. Meist erfolgt die

<sup>1)</sup> S. auch Bergbau 1928, Nr. 41, S. 505 u. f.; Palandt: Über eiserne Vorbaustempel.

Verbindung durch besondere Winkel (Abb. 91 u. 94), die der verlangten „Strebe“ entsprechend gebogen sind und mit Schrauben befestigt werden. Bei dem Ausbau nach Abb. 91 wird der Firstendruck, bei demjenigen nach Abb. 94 der Seitendruck von den Schrauben aufgenommen. Die gleichmäßige Verteilung der Last auf alle Schrauben ist zwar wichtig, da die Schraubenbolzen die stärkstbeanspruchten Teile darstellen, gelingt aber nur bei genauester Herstellung der beiderseitigen Bohrungen.

Eine vollkommener Verbindung bilden die aus Stahlguß hergestellten „Streckengerüstschuhe“, von denen Abb. 92 ein Beispiel zeigt. Derartige Verbindungstücke bieten vorn durch Angüsse *g* dem Türstockbein eine Stützfläche, während die Kappschiene *k* sich mit ihrem Fuß in eine Tasche *h* am hinteren Ende des Gerüstschuhes legt, die außerdem einen Schlitz zur Aufnahme des Steges hat.

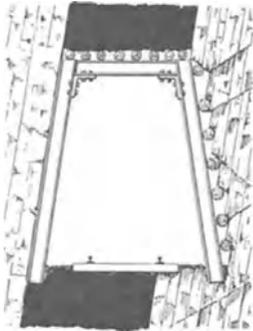


Abb. 91. Eiserner Türstock mit Winkelverbindung.

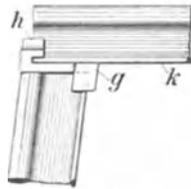


Abb. 92. Streckengerüstschuh aus Stahlguß.

Diese Gerüstschuhe ermöglichen einen sehr gleichmäßigen und festen Aus-

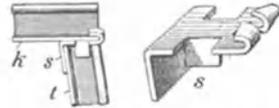


Abb. 93. Streckengerüstschuh aus Blech.

bau, bei dem auch einem Verschieben der Beine oder einem Kippen der Kappen vorgebeugt wird. Doch sind sie andererseits teuer und erschweren die Auswechslung gebrochener Teile.

Einen billigeren, aus starkem Blech hergestellten Gerüstschuh („Kappwinkel“) zeigt Abb. 93; er besteht aus einem Z-Eisen *s* mit abwärts gebogenen Lappen, die um den Steg der Stempelschiene *t* fassen.

Als Profile kommen Eisenbahnschienen und I-Eisen in Betracht; doch eignen sich die letzteren mehr für den Gestellausbau in Eisen (Ziff. 81), während beim Türstockausbau Schienen bevorzugt werden. Neuerdings liefern einige Walzwerke verstärkte „Kappenprofile“ mit größerer Flanschbreite und -dicke und stärkerem Steg, deren Metergewichte das  $1\frac{1}{2}$ — $2\frac{1}{2}$ fache desjenigen der gleich hohen Normalprofile betragen.

Von besonderer Wichtigkeit ist für den Eisenausbau eine gute Längsversteifung durch Bolzen, da die große Tragkraft des Eisenausbauens nur dadurch voll ausgenutzt werden kann, daß ein seitliches Ausweichen der einzelnen Türstöcke verhütet wird. Man sollte mindestens für je 0,3 m Umfang einen Bolzen vorsehen, zumal die dadurch entstehenden Mehrkosten unerheblich sind.

**77. — Nachgiebiger Eisentürstockausbau.** Es liegt auf der Hand, daß die vorgeschriebenen, ganz in Eisen ausgeführten Türstöcke dem Gebirgsdruck nur unvollkommen nachgeben können, und zwar einmal durch eine gewisse Durchbiegung der einzelnen Teile — vorausgesetzt, daß kein Stahl für die Schienen verwendet wird, der zu spröde ist — und ferner durch Eindrücken der Beine in das Sohlengestein, falls dieses nicht zu fest ist. Dieses Eindrücken

kann bei nicht zu weicher Sohle dadurch erleichtert werden, daß die Türstockbeine, ähnlich wie beim Holzausbau, aber mit anderer Wirkung, ange- spitzt werden (Abb. 94). Die bei einsetzendem Druck notwendig werdenden Unterhaltungsarbeiten werden in diesem Falle in das Nachsenken der Sohle ver- legt, da der eiserne Ausbau die Aus- wechslung der Türstöcke und ihrer Teile erschwert. Sollen stärkere Gebirgsbe- wegungen ausgeglichen werden, so emp- fiehlt sich eine Vereinigung des Eisenausbaues mit der Holzzim- merung, indem die für das Nachgeben bestimmten Teile aus Holz, die anderen aus Eisen hergestellt werden. Da in der Regel die Kappe stärker als die Beine des Türstockes sein soll, so führt dieser Grundsatz zum Ausbau mit Türstöcken,

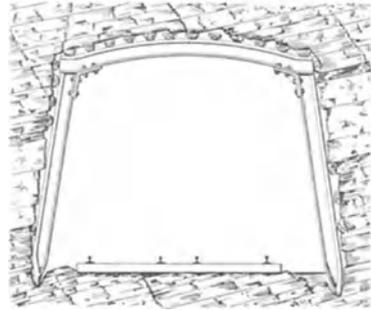


Abb. 94. Eiserner Türstock mit gewölbter Kappe und angespitzten Beinen.

bei denen eiserne Kappen auf Beinen von weichem Holz ruhen, welche letzteren dann wieder unten angeschärft werden können. Bei diesem gemischten Ausbau müssen die Türstockbeine gegen das Eindrücken der schmaleren Kappe in sie geschützt werden. Das geschieht entweder durch Verstärkung des Stempels durch einen darum gelegten Eisenring  $r$  (Abb. 95) oder durch Zwischenlegen von Eisenplatten. Diese werden dann zweckmäßig zur Verhütung von seitlichen Ver-



Abb. 95. Schienenkappe auf Holzstempel mit Verstärkungsring.

schiebungen an beiden Enden **Z**-förmig um- gebogen. Besonders zweckmäßig sind diese **Z**-Platten, wenn nach Abb. 96 die Kappe in der Mitte etwas Durchwölbung nach oben („Schmiege“) erhält, um ihren Biegungs- widerstand zu erhöhen. Der Firstendrucksetzt sich dann in Gewölbeschub nach beiden Sei- ten um, der von den hinteren Schenkeln der Platten aufgenommen wird. Auf die Stempel wird auf diese Weise eine Drehwirkung aus- geübt, indem der Gewölbedruck sie oben nach außen, der Stoßdruck sie unten nach innen zu drücken sucht. In

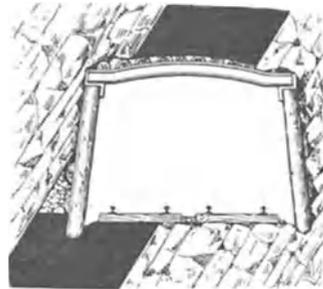


Abb. 96. Türstock aus Holz und Eisen mit Z-Eisen als Zwischenlagen.

Abb. 97 ist die Vereinigung der beiderseitigen Unterlegeplatten zu einer Zugstange  $z$  dargestellt, die den ganzen Seitenschub auf- nimmt und die Stempel voll- ständig von ihm entlastet, aller- dings anderseits ihnen keinen Halt gewährt. Bei dem Kappwinkel nach Abb. 98 *a* ist der hintere Schenkel gebogen und geschlitzt, um den Steg der Kappschiene zu umfassen.

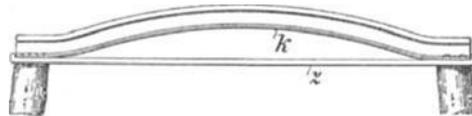


Abb. 97. Eiserner Kappe mit Versteifung durch eine Zugstange.

Durch Quetscheinlagen zwischen Kappe bzw. Stempel und Unterlege-

platten (Abb. 98b) oder durch zweckentsprechende Gestaltung der letzteren (Abb. 99) hat man die Nachgiebigkeit weiter gesteigert; man nimmt dabei insbesondere auf den Seitendruck Rücksicht, da gebrochene Stempel nicht mehr tragen und sehr hinderlich sind. Der Winkel nach Abb. 99a faßt mit Klauen  $g$  um den Schienenfuß und wird mittels des Flügelblechs  $f$  und

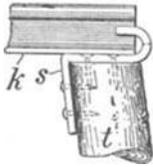
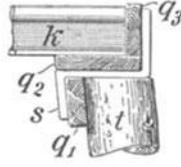


Abb. 98a.

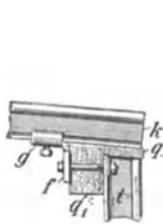
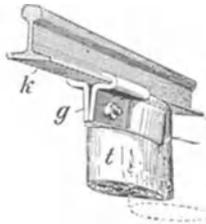


Abb. 98b.



zwei Schraubenbolzen mit der Stempelschiene  $t$  an dem Quetschholz  $q_1$  vorbei verbunden; er kann auch nach Zusammendrückung von  $q_1$  noch nachgeben, indem der durch die Klemmschraube auf  $g$  erzeugte Reibungsdruck über-

wunden wird. Auf dem letzteren Gedanken beruht in Abb. 99b dargestellte zweiteilige Schuh  $g$  von Kohlmeyer, der in seiner Höhlung den Stempel  $t$  aufnimmt und mit seinen Klauen den Schienenfuß umfaßt, so daß

Abb. 99a.  
Kappwinkel für Nachgiebigkeit gegen Seiten-Abb. 99b.  
druck. Seiten-

er, nach innen rutschend, ausweichen kann. Kappwinkel mit einer oder zwei „Wellen“ im unteren oder oberen Schenkel, wie sie besonders von der A. Thiemann-G. m. b. H. in Dortmund geliefert werden, können entweder durch Flach- oder durch Zudrücken der Welle Nachgiebigkeit erzielen. Beispiele zeigt Abb. 100a bis c. Der Schuh nach Abb. 100a ist für Holzkappen auf Holzstempeln

bestimmt; die Wellen  $w_1$  und  $w_2$  werden sowohl auf Auf- wie auf Zubiegen beansprucht; für letzteres ergibt sich für  $w_2$  der Widerstand aus dem Einschneiden in die Kappe und aus ihrem Durchbiegen. Die beiden anderen Ausführungen

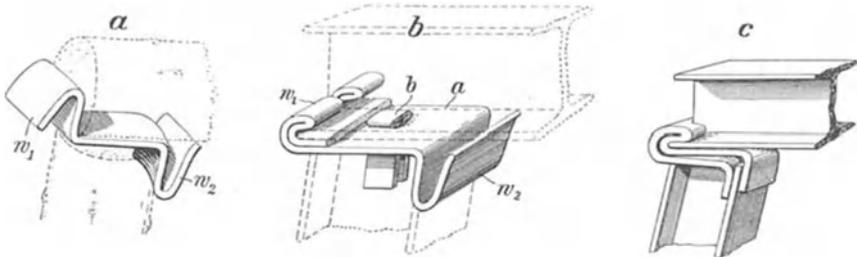


Abb. 100a—c. Nachgiebige Kappschuhe nach Thiemann.

dienen zur Verbindung von I-Eisen, und zwar ergibt sich bei beiden durch die Verdoppelung des Blechs ein verstärktes Widerlager für die Kappe. Nach Abb. 100b wird der Stempel gegen seitliches Ausweichen durch die Klammer  $b$  geschützt. Der Kappschuh nach Abb. 100c wird nur auf Aufbiegen beansprucht, wobei die untere Welle des Blechs den Stempel mittels eines Schlitzes, in den sein Steg eingreift, festhält.

Beim Kappschuh „Diplomat“ von Queens<sup>1)</sup> (Abb. 101) wird eine Keilverbindung angewandt. Im Kappschuh *a* ruht die Kappe auf einer Keillasche *b*, einer gleichfalls keilförmigen Flacheiseneinlage *d* und einer zwischen beiden gelagerten Federeinlage *c*. Die Keillasche wird durch eine hinter die Kappe fassende Nase *e* in ihrer Stellung festgehalten; der Kappschuh schiebt sich mit Einlage und Feder an ihr vorbei und drückt dabei die Feder mehr und mehr zusammen.

Benutzt man als Türstockbeine die oben (Ziff. 73) beschriebenen zusammendrückbaren Stahlstempel oder den am Fuße mit einem Gleitschuh nach Abb. 101 versehenen „Stelzschuh-Stempel“ von Queens<sup>1)</sup>, so kann man dieselbe Nachgiebigkeit wie beim entsprechend ausgeführten Holzausbau erzielen. Die Stempel erhalten dann oben passend gestaltete Kopfstücke, um nach Art der polnischen

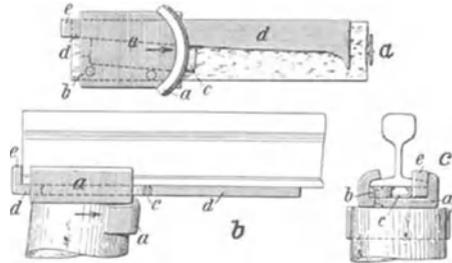


Abb. 101 a—c. Kappschuh „Diplomat“ von Queens.

Türstockzimmerung die Kappe in der Hohlkehle aufzunehmen. Erfahrungen in größerem Umfange und für längere Zeiträume liegen mit diesem Ausbau noch nicht vor. Allerdings hat der einfache Holzstempel wegen seines geringen Preises und der Leichtigkeit, mit der er nachgiebig gemacht und erhalten werden kann, von vornherein einen großen Vorsprung; jedoch ist die Nachgiebigkeit und Widerstandskraft der eisernen Stempel größer, so daß man mit ihnen ohne die umständlichen und teuren Auswechslungsarbeiten auskommen kann, wie sie die Instandhaltung des Holz-Streckenausbaues belasten.

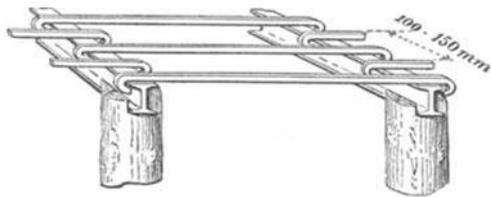


Abb. 102. Verzug mit Flacheisen bei gemischtem Ausbau.

Der Verzug bietet bei dem aus Eisen oder aus Eisen mit Holz bestehenden Türstockausbau im allgemeinen keine Besonderheiten gegenüber den Holztürstöcken. Bemerkenswert ist nur ein Verzug mit beiderseits hakenförmig umgebogenen Flacheisenpfählen nach Abb. 102, der zugleich die als Kappen dienenden I-Träger in richtigem Abstand hält und gegen das Kippen sichert, jedoch das Auswechseln verdrückter Türstöcke sehr erschwert.

**78. — Kappenausbau in Eisen.** Für einen der Schalholzzimmerung entsprechenden Ausbau sind Walzeisen und -stahl an sich wegen ihrer großen Zähigkeit und Biegefestigkeit gut geeignet. Jedoch besteht bei flacher Lagerung, wo der Ausbau mit Firstenbänken (Ziff. 55) die Kappen erheblich vom Druck entlastet, kein besonderes Bedürfnis nach Ersatz der Holz- durch

<sup>1)</sup> Vgl. Glückauf 1929, Nr. 17, S. 574 u. f.; Dr.-Ing. Spackeler: Der Kapp- und Stelzschuh „Diplomat“.

Eisenkappen. Bei steiler Lagerung verursacht andererseits die Verwendung von Eisen oberhalb der Grundstrecken Förderschwierigkeiten. Infolgedessen bleibt hier die Verwendung von Eisen einseitigen auf Grundstrecken und wichtige Teilstrecken von längerer Standdauer beschränkt. Ein Beispiel für den Ausbau einer Grundstrecke liefert Abb. 103. Der Bahnstempel *c* ist wie gewöhnlich nur gegen das Schaleisen *s* getrieben; die sonst übliche Verblattung des Firststempels *b* ist hier durch die Winkelverbindung *w* ersetzt. Die Wasserseige wird gegen die Berge in der Sohle durch einen Verschlag aus Grubenschienen *h* mit Verzug verwahrt. Nachgiebig kann ein solcher Ausbau in seinen hölzernen Teilen durch die oben beschriebenen Mittel gemacht werden.

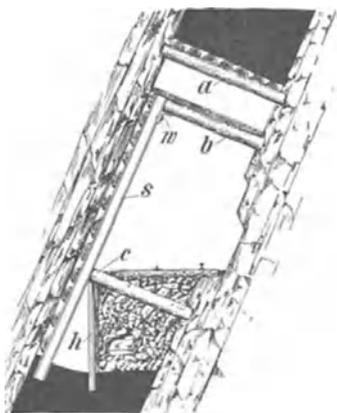


Abb. 103.  
Kappenzimmerung aus Eisen und Holz.

Im Abbau kommen im Gegensatz zum Streckenausbau für das Eisen zunächst die Stempel in Frage, die dann hölzerne Kappen zu tragen haben und den oben (Ziff. 73) beschriebenen Formen für nachgiebigen Stempelausbau entsprechen. Ist aber (bei flacher Lagerung) Wiedergewinnung des ganzen Ausbaues möglich, so können auch eiserne Kappen verwendet werden. Die Ausführung nach Abb. 87 auf S. 78 zeigt Grubenschienen als Kappen mit Schwarzschenschen Stempeln, deren Köpfe einen schmalen senkrechten Schlitz zur Aufnahme der Schienen erhalten. Diese werden mit dem Fuß nach oben gelegt, ihr Kopf wird

etwa 15 cm vom Schienenende beiderseits abgefräst.

Während hier die Kappen im Einfallen liegen und jedesmal nach Verhieb eines Streifens von Feldbreite im ganzen ausgebaut werden müssen, ergibt sich bei streichendem Einbau der Kappen die Möglichkeit, sie dauernd, dem Vorrücken des Stoßes folgend, nachzutreiben. Diese Möglichkeit wurde von Reinhard bei seinem „wandernden Ausbau“<sup>1)</sup> ausgenutzt, bei dem zunächst die eisernen Stempel an der Kappe entlang vorgeschoben wurden und dann diese selbst nachgetrieben wurde. Zwar hat dieser Ausbau wegen der Beunruhigung des Hangenden durch das häufige Lösen und Vortreiben der Schienen sowie wegen der Behinderung des Vortreibens durch Verbiegen der Schienen keine größere Verbreitung gefunden, doch werden zur Zeit andere Ausführungen des gleichen Grundgedankens erprobt.

**79. — Kniegelenk- und Vieleckausbau in Eisen.** Die Vorteile, die der Vieleckausbau in Holz bietet (vgl. Ziff. 49), hat man neuerdings auch für den Eisenausbau nutzbar gemacht. Abb. 104 zeigt einen aus Holz und Eisen bestehenden Vieleckausbau mit Knieschuhen nach Heinemann (vgl. Abb. 44 auf S. 55), bei dem des druckhaften Hangenden wegen dieses durch ein Stück Schiene abgefangen wird. Die in Ziff. 49 erwähnten Knieschuhe der Maschinen-

<sup>1)</sup> S. die früheren Auflagen dieses Bandes.

fabrik Moll werden in gleicher Weise auch für Profileisen nutzbar gemacht; sie müssen zu diesem Zwecke nur die aus Abb. 110 auf S. 90 ersichtliche Ausbildung erhalten. Ein Beispiel gibt Abb. 105.

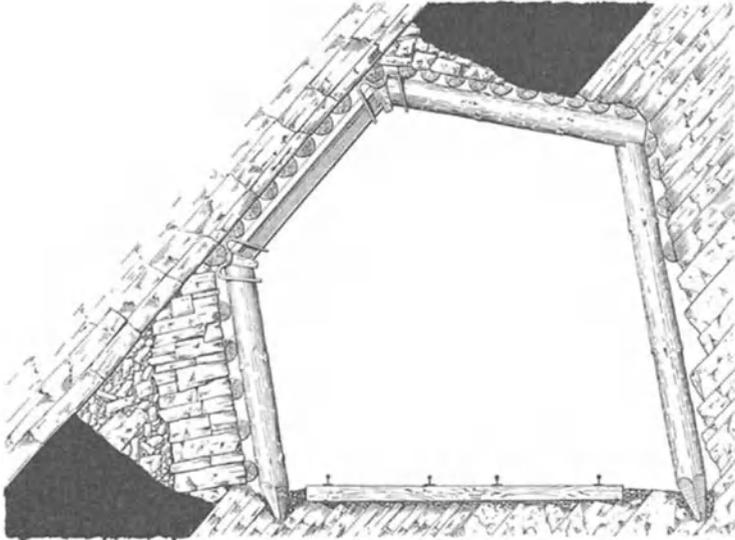


Abb. 104. Gelenkausbau nach Heinemann mit Kappschiene.

Beim Gelenkausbau nach Schwarz (Abb. 106) handelt es sich um eine Verbindung mit dem Schwarzschen Stempel- ausbau. Die Stempel *a* und *c* nehmen den Druck vom Hangenden her auf, während der Schub vom Liegenden durch das Kniegelenk *d* in Druck auf die Stempel *a* und *b* umgesetzt wird.

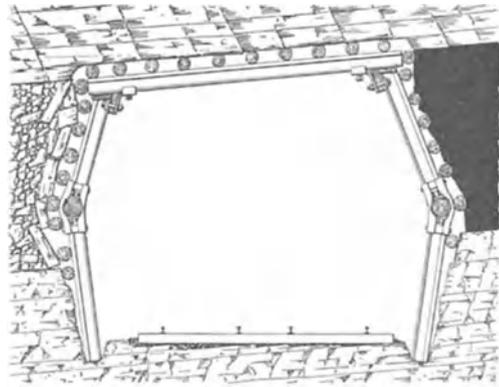


Abb. 105. Kniegelenk-Schienenausbau von Moll.

**80. — Kosten des eisernen Türstock- und Kappenausbau.**

Als Einheitspreise sollen zugrunde gelegt werden für:

Profil-Walzeisen . . . . .	135,—	M/t
Eisenbahnschienen, roh . . . . .	60,—	M/t
Eisenbahnschienen, vergütet . . . . .	80,—	M/t
Kappwinkel, einfache . . . . .	0,20	M/Stück
Kappwinkel, nachgiebige . . . . .	0,80 — 2,50	M/Stück

Verzug wie beim Holztürstockausbau (Ziff. 47).

Hiernach kostet beispielsweise 1 lfd. m Türstockausbau in den verschiedenen Abmessungen bei 0,5 m Abstand der einzelnen Türstöcke:

Querschnitt Nr.	Ausführung in	N.-P.	Abmessungen		Werkstoffe				Löhne	insgesamt
			Sohlenbreite m	Höhe m	Eisen (Stahl) <i>M</i>	Kappwinkel <i>M</i>	Bolzen <i>M</i>	Verzug <i>M</i>		
I	Walzeisen . Eisenbahnschienen <sup>1)</sup>	14	2,0	2,2	(24,80)	4,—	4,—	2,60	20,—	55,40
		—							(46,—)	28,—
II	Walzeisen . Eisenbahnschienen <sup>1)</sup>	16	2,5	2,8	(40,4)	8,—	4,80	3,30	25,—	81,50
		—							(59,8)	32,—
III	Walzeisen . Eisenbahnschienen <sup>1)</sup>	18	3,0	2,8	(52,—)	10,—	5,40	3,60	30,—	101,—
		—							(63,4)	35,—

<sup>1)</sup> Vergütet; Gewicht mit rd. 45 kg/m angenommen.

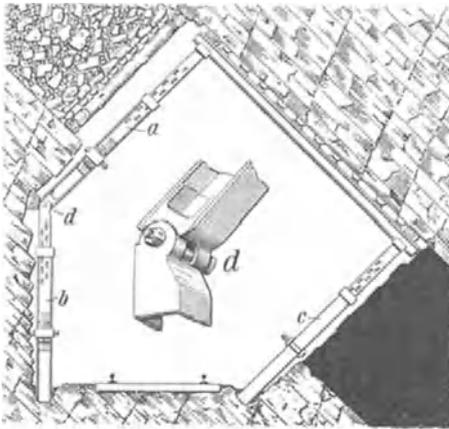


Abb. 106. Kniegelenk-Streckenausbau mit Schwarzstempeln.

Bei Kappenausbau in Strecken betragen die Kosten für Walzeisenkappen:

bei 2,5 m Länge in N.-P. 14 4,90 *M*  
 bei 3,5 m Länge in N.-P. 18 10,30 *M*

Der Kappenausbau im Abbau kostet je nach der Flözmächtigkeit (zwischen 0,60 und 2,50 m) und dem Abstände der Kappenreihen (zwischen 1,0 und 1,4 m) etwa 14—28 *M*/m<sup>2</sup>, wenn die Stempel mit 12 *M* bzw. 25 *M* eingesetzt werden und mit Grubenschienen als Kappen im Gewicht von 20 kg/m gerechnet wird. Durch die fortgesetzte Wiedergewinnung des Ausbaues verringern sich die Kosten entsprechend.

Der Knieschuhausbau nach Moll mit Kappschienen auf 2 Kniestempeln kostet in Eisenbahnschienen (Abb. 105) bei 3,80 m größter Streckenbreite, 2,60 m Streckenhöhe und 1 m Abstand der einzelnen Türstöcke:

4 Stempelstücke, 1,60 und 1,20 m lang . . . . .	20,10 <i>M</i>
Kappschiene, 2,80 m lang . . . . .	10,05 „
2 St. Gelenkschuhe . . . . .	15,— „
2 St. Quetschholz-Unterzüge . . . . .	1,40 „
25 St. Verzugstempel (je —,15 <i>M</i> ) . . . . .	3,75 „
Lohn . . . . .	20,— „
Summe	70,30 <i>M</i>

81. — Ausbau mit Gestellen. Der Ausbau mit Streckengestellen oder Ringen ist eine Besonderheit des Eisenausbau. Die Gestelle werden des bequemeren Einbaues halber aus einzelnen Teilstücken mittels Laschen-

verbindungen zusammengesetzt. Auch hier können verschiedene Profile benutzt werden. Jedoch überwiegen  $\Gamma$ - und  $\sqcup$ -Eisen; für kleinere Querschnitte finden auch Grubenschienen, für größere breitflanschige  $\Gamma$ -Träger Verwendung. Der Form nach kommen für geschlossene Gestelle kreisrunde und elliptische Bögen, für halbe (offene) Gestelle meist Korbbögen in Betracht.

Die geschlossenen, kreis- oder ellipsenförmigen Gestelle (Abb. 107 u. 108) können naturgemäß am besten Druck aushalten; am widerstandsfähigsten sind die Kreisringgestelle. Im übrigen eignen diese sich mit Rücksicht auf die Anpassung an den Streckenquerschnitt besser für zweigleisige, die Ellipsengestelle für eingleisige Strecken. Die einzelnen Bögen werden je nach der

Größe des Streckenquerschnitts aus 2—4 Teilstücken zusammengesetzt, die durch Laschen miteinander verbunden werden. Die

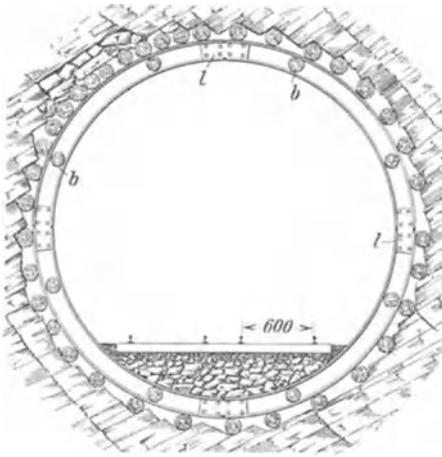


Abb. 107. Viertelteiliges Kreisringgestell.

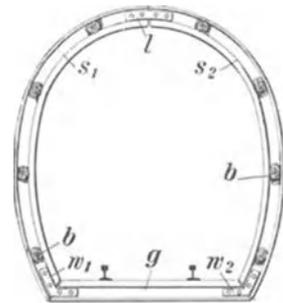


Abb. 108. Elliptisches Streckengestell aus Eisenbahnschienen mit söhligem Boden.

Schienenstege werden bei Ausbau mit  $\sqcup$ -Eisen seitlich mit entsprechender Abschrägung in die Bögen hineingelegt und in der Mitte von einem Mauerklotz getragen, während die an beiden Seiten verbleibenden Zwischenräume mit feinkörnigen Bergen ausgefüllt werden. Bei Verwendung von  $\Gamma$ -Eisen liegen die Stege auf einer Packlage mit Kleinschlagdecke (Abb. 107).

Nachteilig ist bei den reinen Kreis- und Ellipsenbögen, daß sie ein tiefes Ausheben der Sohle verlangen, also mehr Gesteinsarbeit erfordern. Ganz ohne Nacharbeiten der Sohle kann der in Abb. 108 veranschaulichte Ausbau eingebaut werden, bei dem in der Sohle eine gerade Grundschwelle  $g$  desselben Profils eingebracht und durch Verlaschung  $w_1 w_2$  mit den Bögen  $s_1 s_2$  verbunden wird. Auf diesen Grundswellen werden dann die Gestänge-schienen durch Klammern befestigt.

Da für geschlossene Gestellbögen keine Bühnlöcher hergestellt werden können, so gilt für sie ganz besonders die Regel, daß sie sorgfältig miteinander verbunden werden müssen. Bei Anwendung von Bolzen können diese hier leicht angebracht werden, weil sie sich gut in das Profil einfügen lassen (Abb. 107 u. 108); Sparsamkeit in der Verwendung von Bolzen rächt sich durch Kanten und Ausbiegen der Gestelle in der Längsachse der Strecke, wogegen durch eine größere Anzahl von Bolzen der ganze Ausbau zu einer

geschlossenen Tragwand vereinigt wird. Ein anderes Verfahren ist dasjenige der Verankerung mit beiderseits hakenförmig gebogenen Flacheisen, ähnlich der in Abb. 102 auf S. 85 dargestellten Verbindung.

Neuerdings hat man sich bemüht, auch diesen an sich starren Ausbau

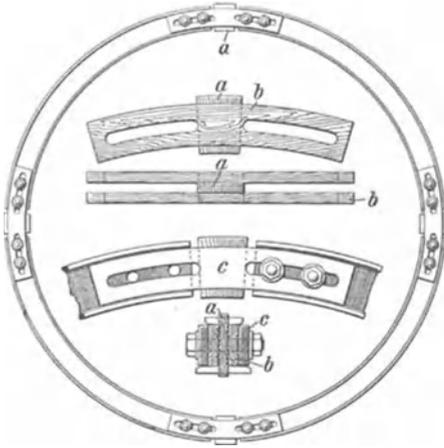


Abb. 109.  
Nachgiebiger Kreisringausbau von Korfmann.

Söhne nimmt die Drucke durch vier flache Bogen *a* aus Grubenschienen auf, die durch Knieschuhe *b* verbunden sind, die mit den Vierkanthülsen *c*

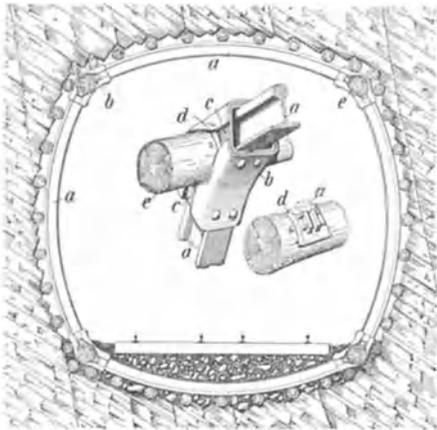


Abb. 110. Vierbogen-Ausbau von Moll.

die Schienen umfassen und sich mit den Einlegestücken *d* gegen die durchlaufenden Quetschhölzer *e* abstützen. Je nach den Druckverhältnissen und Förderbedingungen können die Knickpunkte auch um  $45^\circ$  verschoben, also in die Mitte der Firse und Sohle und der Stöße verlegt werden; die hier dargestellte Anordnung bietet den Vorteil, daß die angedeuteten Druckwirkungen besser aufgenommen werden und man mit geringerem Sohlenschub auskommt.

nachgiebig zu gestalten, und zwar durch Einschaltung von Quetschhölzern zwischen den einzelnen Teilstücken. In diesem Falle müssen die Verbindungsflaschen, um die Verschiebung dieser Stücke zu ermöglichen, Schlitzlöcher für die Schrauben erhalten. Ein solcher Ausbau ist der durch Abb. 109 veranschaulichte in der Ausführung der Maschinenfabrik Heinr. Korfmann jr. Auf die Quetschhölzer *a* sind hier Holzbretter *b* genagelt, die sich an die Stege des Profileisens legen und von den Verbindungsflaschen *c* überdeckt werden. Der in Abb. 110 dargestellte Ausbau von F. W. Moll

Ein anderes Mittel besteht in der Umhüllung der Ringe mit einem

<sup>1)</sup> Vgl. die früheren Auflagen dieses Bandes.

Spezialprofile der Friedrich-Alfred-Hütte mit 0,5—1 m Abstand — mit gutem Erfolge ausgeführt worden<sup>1)</sup>.

Offene Streckengestelle kommen in solchen Fällen in Betracht, in denen kein sehr starker Druck aufzunehmen ist oder ein Hochdrücken der Sohle als kleineres Übel in den Kauf genommen werden kann oder, wie in Abb. 112, eine Verbindung mit nachgiebigem Ausbau möglich ist. Sie werden bei größerer Streckenbreite, um an Gebirgsausbruch in der Firste zu sparen, in Korbformen (Abbild. 111), bei geringerer Breite in der der entspannten Firste in der der entspannten Form gotischer Spitzbogen (Abb. 112) ausgeführt und in der Regel aus zwei durch Verlaschung verbundenen Teilstücken zusammengesetzt. Bei seitlicher Lage der Wasserseige muß das auf deren Seite stehende Stück entsprechend länger sein. Bei sehr nachgiebiger Sohle wird zweckmäßig die an sich bei dem geringen Querschnitt hohe

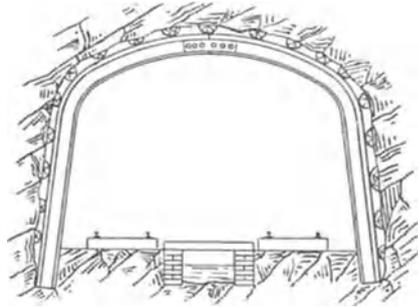


Abb. 111. Offenes Streckengestell (Korbform) aus Eisenbahnschienen.

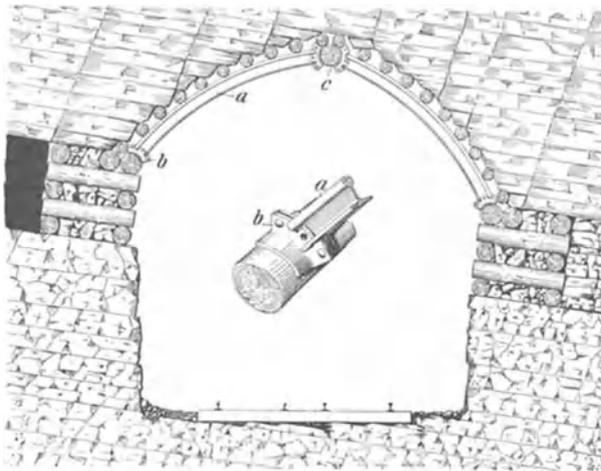


Abb. 112. Nachgiebiger Spitzbogenausbau nach Moll.

Sohlenpressung durch Umbördeln der Stege oder Unterlegen besonderer „Schuhe“ herabgesetzt. Für die Aufstellung und gegenseitige Verbolzung der Gestelle gilt dasselbe wie für die geschlossenen Gestelle. In der Sohle sind keine besonderen Arbeiten erforderlich; die Schienenverlagerung kann in der gewöhnlichen Weise erfolgen.

<sup>1)</sup> Glückauf 1931, Nr. 19, S. 617 u. f.; P. Cabolet: Bekämpfung von Druckwirkungen in Hauptförderstrecken der Zeche Hannover.

Die Darstellung des Mollschen Ausbaues in Abb. 112 zeigt die Möglichkeit, auch diesen Ausbau nachgiebig zu gestalten; sie läßt die besonderen Schuhe *b* erkennen, mit denen die hier verwandten gebogenen Schienenstücke *a* das Quetschholz *c* und die Rundhölzer der Holzpfiler umfassen.

82. — **Ersparnismöglichkeiten beim eisernen Türstock- und Gestellausbau.** Ersparnisse können beim Eisenausbau durch Verwendung von billigerem Abfalleisen und -stahl, durch Richten gebogener Stücke und durch Verkauf ausgebaute Teile als Schrot erzielt werden.

Als billiger Werkstoff mit hochwertigen Eigenschaften kommen insbesondere abgenutzte Stahlschienen in Betracht, wie sie die Eisenbahnverwaltungen ständig in größeren Mengen abzugeben haben. Diese Schienen sind im neuen Zustande den Schweiß- und Flußeisenschienen durchaus überlegen, haben aber durch die langjährige Benutzung im Eisenbahnbetrieb infolge der zahllosen Oberflächen- und Stoßbeanspruchungen Veränderungen erlitten, die ihre Verwendung im Grubenbetriebe sehr erschweren, indem sie zu dem gefürchteten plötzlichen Bruch ohne größere Durchbiegung führen. Diese Veränderungen bestehen in einer mit der Bildung von zahlreichen Haarrissen verbundenen Härtung der Oberfläche und in einer Umkristallisation des Stahls (als „Ermüdungserscheinung“). Sie lassen sich aber erfolgreich bekämpfen durch zweckmäßige Wärmebehandlung, die nach bestimmten Vorschriften verlaufen muß und jedenfalls nicht in einem einfachen Ausglühen bestehen sollte, durch das zwar größere Zähigkeit erreicht, die Festigkeit aber verringert wird. Diese Wärmebehandlung besteht im „Normalisieren“, durch das die Veränderungen, die der Stahl im Eisenbahnbetrieb erlitten hat, wieder beseitigt werden, und im „Vergüten“, durch das ihm die besonders für den Ausbau wichtige Eigenschaft der Zähigkeit bei hoher Biegefestigkeit verliehen wird. Zum Vergüten gehört das Härten, das dem Stahl ein feinkörniges Gefüge gibt, und das Anlassen, das die beim Härten eingetretenen Spannungen wieder aufhebt.

Die Vorrichtungen zum Richten verbogener Schienen und Profileisen und zum Biegen solcher Stücke nach gewünschtem Halbmesser können fest eingebaut oder auf einem Fahrgestell verlagert sein. Eine fest eingebaute Biegepresse nach Heringhaus zeigt Abb. 113<sup>1)</sup>. Ein kräftiges Widerlager, aus einem gegen Mauerwerk an der Firste sich stützenden Profileisenrost bestehend, trägt einen Druckzylinder *a*, in dem sich der Kolben *b* mit dem Druckstempel *c* und der an diesem befestigten Druckschiene *d* bewegt. Das Druckwasser tritt durch das Rohr *e*<sub>1</sub> nach Öffnen des Ventils *f* ein und wird bei entsprechender Stellung des Dreiweghahnes *g* durch die Rohrleitungen *e*<sub>2</sub> und *e*<sub>3</sub> gleichzeitig über und unter den Kolben *b* geleitet, so daß

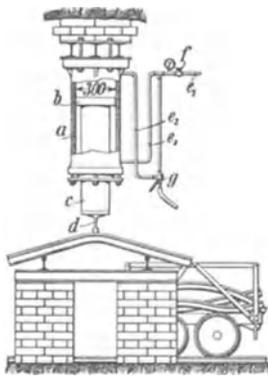


Abb. 113. Fest eingebaute Biege-  
presse.

<sup>1)</sup> Vgl. Bergbau 1928, Nr. 40, S. 498 u. f.; Gilfert: Hydraulisches Richten und Biegen im Grubenbetriebe.

die Druckschiene  $d$  mit dem Differenzdruck zwischen voller Kolbenfläche und Ringfläche gegen die zu biegende Schiene gedrückt wird. Durch Umstellung des Dreiweghahnes  $g$  wird die obere Kolbenfläche entlastet, worauf der Wasserdruck auf die Ringfläche den Kolben wieder hochdrückt.

Fahrbare Richt- und Biegepressen bauen insbesondere die Bochumer Eisenhütte Heintzmann & Co., G. m. b. H., Bochum und P. Stratmann & Co. G. m. b. H., Dortmund. Abb. 114 zeigt eine solche Maschine, deren Grundgedanke darin besteht, daß das zu richtende Stück auf der Platte  $a$  zwischen 2 Rollen  $b_1$  auf der Hinterseite und einer Rolle  $b_2$  auf der Vorderseite hindurchgezogen wird, wobei durch Andrücken der Rolle  $b_2$  mittels der Schraubenspindel  $c$  und des Handspeichenrades  $e$  das Maß der Biegung geregelt werden kann. Das Durchziehen, das bei kleineren Ausführungen (für Grubenschienen) durch ein von Hand gedrehtes Zahnradvorgelege erfolgt, wird hier durch einen Elektro- oder Preßluftmotor  $f$  bewirkt, der unterhalb der Platte gelagert ist; die hinteren Rollen sind gezahnt, um das Mitnehmen des zu richtenden Stückes zu ermöglichen. Durch entsprechende Verstellung der Rollen kann das Stück auch in der Stegebene gebogen werden. Die aufgesetzten Rollenköpfe  $h$  dienen zum Richten von Rohren; sie können je nach den in Frage kommenden Durchmessern ausgewechselt werden.

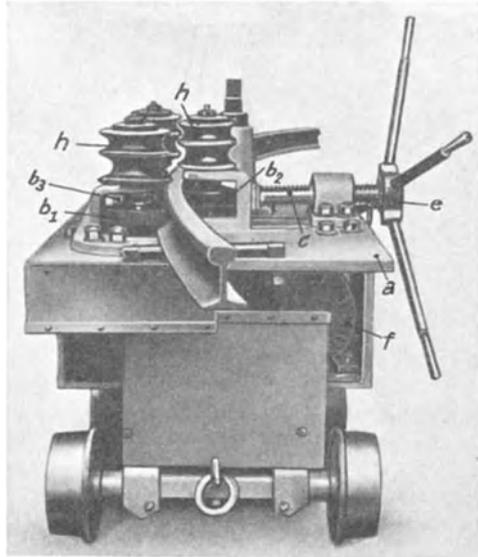


Abb. 114. Fahrbare Richt- und Biegepresse der Bochumer Eisenhütte.

Die Maschinen können in gleicher Weise auch zum Biegen nach bestimmten Halbmessern verwandt werden. Sie zeichnen sich durch die übersichtliche Anordnung der arbeitenden Teile aus.

Die Presse von Stratmann („Herkules“-Presse) arbeitet wie die Heringhaussche mit senkrechter Druckwirkung, jedoch mit Preßluft, die in einem seitlich stehenden Zylinder arbeitet, dessen Kolben durch eine starke Hebelübersetzung seinen Druck auf den Preßkolben überträgt.

Derartige Einrichtungen machen sich, besonders in der fahrbaren Ausgestaltung, durch den Wegfall der Beförderungskosten verbogener Teile bis zu Tage und durch die Erleichterung der Förderung gerader anstatt fertig gebogener Stücke in die Grube bald bezahlt.

83. — **Kosten des eisernen Gestellausbaues.** Für den Gestellausbau soll mit einem Grundbetrage von 220  $\mathcal{M}/t$  für gebogene Profileisen und 150  $\mathcal{M}/t$  für gebogene, vergütete Altschienen gerechnet werden. Danach

berechnen sich die Kosten für 1 m geschlossenen Ringausbaues in  $\Gamma$ -Eisen mit 2 Ringen je laufendes Meter mit einfacher Laschenverbindung wie folgt:

Lichter Durchmesser m	Profil	Kosten für					
		Ringe M	Laschen u. Schrauben M	Bolzen M	Verzug M	Löhne M	insgesamt M
2,2	N. P. 14	44,50	5,20 <sup>2)</sup>	3,—	2,80	22,—	77,50
3,0	N. P. 16	72,60	9,90 <sup>3)</sup>	4,50	3,80	33,—	123,80
3,5	Breitflansch <sup>1)</sup>	265,—	15,20 <sup>2)</sup>	15,— <sup>4)</sup>	15,— <sup>5)</sup>	44,—	354,20

<sup>1)</sup> Gewicht 37,4 kg/m. <sup>2)</sup> je 3 Laschen. <sup>3)</sup> je 4 Laschen. <sup>4)</sup> geschlossene Verbolzung. <sup>5)</sup> Rundhölzer.

Für offene Gestelle kann mit etwa  $\frac{2}{3}$  dieser Kosten gerechnet werden. Eisenbahnschienen kosten etwa das Doppelte der Normalprofil-Ringe.

Kreisringe nach Korfmann aus I-Eisen (Spezialprofile) mit nachgiebigen Einlagen und Schiebelaschen kosten

bei 16 mm Stegstärke und einem Durchmesser von:

2,50	3,00	3,50 m
132,—	137,—	146,— M,

bei 18 mm Stegstärke und einem Durchmesser von:

3,80	4,00	4,50 m
152,—	163,—	172,— M.

#### 84. — Vollständig geschlossener (rohrartiger) Ausbau in Eisen.

Ein völlig geschlossener Eisenausbau hat verschiedentlich zur Abwehr eines außergewöhnlichen Gebirgsdruckes, der die Aufwendung großer Anschaffungs- und Einbaukosten rechtfertigte, Verwendung gefunden. Die eine Form eines solchen Ausbaues ist der auf einer Grube im Aachener Bezirk angewandte Ausbau<sup>1)</sup> aus schweren  $\Gamma$ -Ringen von 55 mm Steghöhe, 320 mm Flanschbreite und 7 mm Dicke, die dicht nebeneinander eingebaut und teils durch Schrauben, teils durch einfache Bolzen miteinander verbunden wurden. Die Erfahrungen mit diesem Ausbau in späteren Jahren haben aber gezeigt, daß er gegenüber sehr hohem Gebirgsdruck trotz seiner außerordentlichen Widerstandsfähigkeit ebenfalls versagte. Die Betriebsleitung ist daher für sehr druckhafte Stellen zum nachgiebigen Ausbau übergegangen, indem sie entweder den geschilderten Ausbau mit einer starken Altholzpackung umhüllte oder Mauerung mit Holzeinlagen verwendete.

Eine andere Möglichkeit besteht im Einbau der vom wasserdichten Schachtausbau her (s. unten) bekannten Gußringe (Tübbings), wie sie im Aachener Bezirk bei der Durchörterung einer großen Störungszone Verwendung gefunden haben<sup>2)</sup>. Die einzelnen Ringteile wurden dort von der Sohle zur Firste hin fortschreitend eingebaut und durch Schrauben miteinander verbunden. Im übrigen kommt es für die Ausführung darauf an, ob gleichzeitig wasserdichter Ausbau erstrebt wird oder nicht. Im ersteren Falle müssen wie beim Schachtausbau die Fugen durch Einlegen von Bleistreifen gedichtet und außerdem in passenden Abständen Keilkränze zur Verhütung des Wasser-

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1905, S. 79; Versuche und Verbesserungen.

<sup>2)</sup> Glückauf 1900, Nr. 28, S. 577; Stegemann: Die Durchörterung der Sandgewand usw.

austritts in der Längsrichtung der Strecke eingebaut werden, was im letzteren Falle nicht erforderlich ist. — Ein solcher Ausbau, der sehr hohe Kosten verursacht, kommt nur für einzelne Sonderfälle in Betracht.

### c) Ausbau in Stein.

**85. — Bedeutung des Ausbaues in Stein.** Der Ausbau in Stein unterscheidet sich vom Holz- und Eisenausbau dadurch, daß er seiner Natur nach ein geschlossener, das Gebirge vollständig abschließender Ausbau ist. Infolgedessen tritt bei ihm der aus einzelnen Rahmen zusammengesetzte Ausbau stark zurück, wenngleich er in den letzten Jahren an Bedeutung gewonnen hat.

Ein grundsätzlicher Mangel des Steinausbaues ist seine geringe Zugfestigkeit, die bei Bruchsteinen nur etwa 50—80 kg/cm<sup>2</sup>, bei Ziegelsteinen nur etwa 20—40 kg/cm<sup>2</sup> beträgt<sup>1)</sup>. Bei seiner Verwendung müssen daher Zugspannungen (also auch Biegungsbeanspruchungen) möglichst vermieden oder aber durch Eiseneinlagen aufgenommen werden.

Der Ausbau in Stein wird dort angewendet, wo besonders starker Druck fernzuhalten ist oder große Räume auszubauen sind. Er findet aber auch, wie bereits früher gesagt wurde, unter Verhältnissen Anwendung, die mit Druck nichts zu tun haben, z. B. wenn es sich um luftdichten Abschluß von Kohlenstößen zur Verhütung der Brandgefahr, von Schieferschichten zur Verhütung des Quellens durch Wasseraufnahme, um die Schaffung möglichst glatter Wandungen zur Verringerung der Reibung (in Rollöchern) oder der Bewitterungswiderstände, um Schutz der Streckenstöße gegen Entgleisungen bei der Lokomotivförderung oder endlich um wasserdichten Ausbau für geringeren Wasserdruck handelt.

Der älteste und wichtigste Steinausbau ist die Mauerung. In neuerer Zeit sind hinzugekommen der Ausbau in (einfachem) Beton und in Eisenbeton. Außerdem sind hier noch verschiedene gemischte Ausbaurverfahren zu besprechen.

Während früher der geschlossene Ausbau als vollständig starr galt, hat der Bergbau unserer Tage Mittel gefunden, auch ihn nachgiebig auszugestalten, wie unten im einzelnen besprochen werden soll.

## 1. Mauerung.

### a) Allgemeines über Baustoffe und Ausführung der Mauerung.

**86. — Baustoffe.** Die Mauerung setzt sich, abgesehen von der „trockenen Mauerung“, die aus geeigneten, im Grubenbetrieb gewonnenen Bruchsteinen hergestellt wird, aus Steinen und Mörtel zusammen. Die Steine können Natur- (Bruch-) oder Kunststeine sein. Beim Mörtel unterscheidet man, je nachdem er an der Luft oder im Wasser erhärtet, die Luftmörtel und die Wassermörtel (hydraulische Mörtel); zwischen beiden Gruppen bestehen mannigfache Übergänge. Der Mörtel hat in erster Linie die Aufgabe, durch Ausfüllung der Fugen die Steine zu einem festen Verband zusammenzuführen, bringt aber

<sup>1)</sup> Vgl. das auf Seite 4 in Anm.<sup>1)</sup> angeführte Werk von J. Stiny, S. 453; — ferner „Hütte“, 25. Aufl., 1925, Bd. I, S. 553 u. f.

außerdem noch den Vorteil, die Unebenheiten der Steine auszugleichen und dadurch zu starke Drücke auf vorspringende Teile der Steinoberfläche zu vermeiden.

**87. — Bruchsteine.** Bruchsteine können im Grubenbetrieb selbst gewonnen werden, soweit dieser bei der Ausrichtung oder beim Nachreißen von Strecken Steine von fester Beschaffenheit (Sandstein, Grauwacke u. dgl.) liefert. Solche Steine finden im Steinkohlenbergbau vorzugsweise in Gestalt von Bergemauern beim Ausbau von Abbau- und Teilstrecken Verwendung.

Neuerdings hat man aber den Bruchsteinausbau auch für die Auskleidung von Hauptförderwegen verschiedentlich in solchen Fällen angewandt, in denen es sich um die Aufnahme besonders großer Druckbeanspruchungen handelte<sup>1)</sup>. Man sucht auf diese Weise die große Druckfestigkeit der Natursteine nutzbar zu machen, die nach der Zahlentafel auf S. 9 bei festem Sandstein etwa 1200—1800 kg/cm<sup>2</sup>, bei Granit, Basalt, Porphyr und ähnlichen Massengesteinen 2000—4500 kg/cm<sup>2</sup> erreichen kann. Solches Mauerwerk verursacht dann freilich erheblich höhere Kosten, da die Steine nicht nur an sich teuer sind, sondern auch, soweit sie nicht schon von Natur einigermaßen glatte Flächen aufweisen, durch Behauen der in den Fugen zusammenstoßenden Flächen besonders zugerichtet werden müssen. Beim Basalt fällt allerdings diese Bearbeitung fort wegen seiner säulenförmigen Absonderung, die zur Ausbildung glatter Seitenflächen führt.

Die neuen Erfahrungen mit dem Bruchsteinausbau sind noch nicht abgeschlossen. Die Schwierigkeiten liegen einmal in den Kantenpressungen und andererseits in der Mörtelfrage. Die Pressungen, die am inneren Umfange auftreten, bringen die Steinkanten zum Absplittern, das nach und nach fortschreitet und so nicht nur das Gewölbe mehr und mehr schwächt, sondern auch Leute gefährdet<sup>2)</sup>. Abhilfe kann durch Einlagen von Holzbrettern geschaffen werden, wirkt aber nur vorübergehend. Der Mörtel, dessen Festigkeit diejenige der Steine niemals erreichen kann, läßt die Tragfähigkeit der Steine nicht voll zur Geltung kommen, was sich besonders beim Säulenbasalt mit seinen nach hinten sich stark erweiternden, durch Mörtel auszufüllenden Zwischenräumen bemerklich macht. Seine Menge kann allerdings durch Verwendung keilförmiger Steine auf ein Mindestmaß herabgedrückt werden, doch verursacht dies große Kosten und ist außerdem bei Schichtgesteinen wegen der Durchkreuzung der Schichtung bedenklich. Beim Basalt ließe sich durch künstlich umgeschmolzene Steinmasse („Schmelzbasalt“) Abhilfe schaffen, doch kommt auch dieser Ausweg wegen der hohen Kosten einstweilen nicht in Betracht.

Infolgedessen ist die Verwendung von Bruchsteinen im allgemeinen auf solche Fälle beschränkt geblieben, in denen sie mit geringen Frachtkosten aus der Nachbarschaft beschafft werden können und ihre Druckfestigkeit nicht sehr stark in Anspruch genommen wird. Dieser Fall liegt z. B. beim Siegerländer Erzbergbau vor, wo die Stürzrollen in großem Umfange mit Basaltsteinen aus benachbarten Steinbrüchen ausgekleidet werden.

<sup>1)</sup> S. Bergbau 1928, Nr. 38, S. 469 u. f.; Dr. Leinau: Der Basaltausbau im unterirdischen Streckenbetrieb; — ferner ebenda, Nr. 46, S. 585; H. Schäfer: Zur Frage des Streckenausbaus im Grubenbetrieb.

<sup>2)</sup> Vgl. Glückauf 1927, Nr. 26, S. 925 u. f.; Braunsteiner: Betriebs- erfahrungen mit verschiedenen Ausbauten usw.

88. — **Kunststeine.** Die weitaus wichtigsten Kunststeine sind die Ziegel- oder Backsteine, die ihre Festigkeit durch mehr oder minder scharfes Brennen erhalten. Die zahlreichen Erdarten, die für die Herstellung solcher Steine verwendet werden, sind sehr verschieden zu bewerten. Von einem guten Stein muß bei genügend festem Zusammenhalt und großer Druckfestigkeit auch eine rauhe Oberfläche gefordert werden. Die ersteren beiden Eigenschaften sollen eine genügende Widerstandsfähigkeit gegen die rauhe Behandlung bei der Fortschaffung und gegen den Gebirgsdruck gewährleisten, die rauhe Oberfläche soll die innige Verbindung zwischen Stein und Mörtel ermöglichen. Am besten vereinigt diese Vorzüge in sich der Ton, eine wasserhaltige Verbindung von Tonerde und Kieselsäure, die ein sehr scharfes Brennen verträgt und dadurch eine hohe Festigkeit erlangen kann, ohne an der Oberfläche zu schmelzen (zu „sintern“), also glasartig zu werden. Die scharf gebrannten Tonsteine heißen „Klinker“; sie werden, da sie teuer sind, nur für besonders sorgfältig auszuführendes Mauerwerk verwendet. Für gewöhnlich kommt der Bergmann mit den billigeren, durch Beimengungen verschiedener Art verunreinigten Tonsorten aus, von denen die wichtigsten der Lehm und der Schieferton sind. Diese beiden Stoffe enthalten besonders Eisenverbindungen als Verunreinigungen, wie ihre Rot- oder Braunfärbung durch das Brennen beweist. Da der Eisengehalt die Schmelztemperatur herabdrückt, können solche Steine kein zu scharfes Brennen ertragen und daher nicht die Festigkeit von Klinkern erlangen, doch genügt ihre Festigkeit für die meisten Arbeiten vollständig. Zu verwerfen sind nur Lehmarten mit größerem Kalkgehalt. Der Kalk wird nämlich durch das Brennen in Ätzkalk ( $CaO$ ) umgewandelt, der sich nachher durch Aufnahme von Feuchtigkeit aus der Luft aufbläht und so den Stein zersprengt.

Die Form des gewöhnlichen Ziegelsteins, des sog. „Normalsteins“, ist so gewählt, daß in möglichst einfacher Weise ein regelmäßiges Mauerwerk hergestellt werden kann. Für diesen Zweck eignen sich am besten Steine, deren Abmessungen sich wie 1 : 2 : 4 verhalten. Der deutsche Normalstein hat die Kantenlängen  $6,5 \times 12 \times 25$  cm. Die Stärke des Mauerwerks wird nach der Zahl der Steine (in ihrer Längsrichtung gemessen) angegeben. Unter Berücksichtigung der Mörtelfugen, von denen die waagerechten mit 12 mm, die senkrechten mit 10 mm gerechnet zu werden pflegen, ergeben sich hiernach folgende Zahlen:

Dicke des Mauerwerks .	12	25	38	51	64	77 cm
bei einer Stärke von .	$1\frac{1}{2}$	1	$1\frac{1}{2}$	2	$2\frac{1}{2}$	3 Steinen.

Auf 1 m Höhe rechnet man 13 Steinlagen, auf 1 m<sup>3</sup> Mauerwerk 400 Steine und 0,3 m<sup>3</sup> Mörtel. Die Steine haben ein Gewicht von 3,3 kg; 1 m<sup>3</sup> Mauerwerk wiegt frisch 1615, trocken 1420 kg. Die Druckfestigkeit eines Steines beträgt für gewöhnlich 80—100, bei den besten Klinkern bis 200 kg/cm<sup>2</sup>. Da guter Mörtel mit der Zeit die Festigkeit der Steine erlangt, so kann man für bestes Mauerwerk als Ganzes Druckfestigkeiten von 150—200 kg rechnen.

Die zulässigen Druckbeanspruchungen für Mauerwerk in verschiedener Ausführung sind folgende:

einfaches Ziegelmauerwerk in Kalkmörtel . . . . .	6—8 kg/cm <sup>2</sup>
desgl. in Zementmörtel . . . . .	10—12 „
bestes Klinkermauerwerk in reinem Zementmörtel . . . . .	20—40 „

Von anderen Kunststeinen kommen, da gemäß Ziff. 87 Schmelzbasalt einstweilen ausscheidet, nur noch Schlackensteine in Frage. Schlackensteine finden in Gruben, die an Hüttenwerke angeschlossen sind, Verwendung, und zwar vorzugsweise für Trockenmauerung im Abbau und in Abbaustrecken. Sie tun hier, wo es nicht auf lange Haltbarkeit ankommt, guten Dienst, haben freilich anderseits den Nachteil großer Sprödigkeit.

Die neuerdings in großem Umfange verwendeten Betonsteine werden im Abschnitt „Betonbau“ (Ziff. 110) besprochen werden.

89. — Luftmörtel<sup>1)</sup>. Beim Luftmörtel ist der Hauptbestandteil der gebrannte und sodann mit Wasser abgelöschte Kalk, nach dessen größerem oder geringerem Anteilverhältnis im Mörtel man diesen als „fett“ oder „mager“ bezeichnet. Man unterscheidet den im wesentlichen aus  $CaO$  bestehenden Weißkalk und den aus Dolomit gebrannten und demgemäß einen größeren Anteil von  $MgO$  enthaltenden Graukalk. Letzterer ist nicht so ausgiebig wie Weißkalk und löschträger ab, ist aber gegen Wasser widerstandsfähiger. Dem Kalk wird Sand zugesetzt, nicht nur der Ersparnis halber, sondern auch zur Schaffung eines festen Gerüsts im Stein, zur Verringerung des „Schwindens“ des Mörtels an der Luft und zur Vermehrung der Angriffsfläche für die Kohlensäure der Luft, da diese ja durch Rückverwandlung des gelöschten Kalkes in kohlen-sauren Kalk die Verfestigung bewirkt. In der Regel wird ein Mischungsverhältnis von 1 Teil Kalk und 2 Teilen Sand gewählt.

Da die Grubenmauerung in den meisten Fällen mit der Gebirgsfeuchtigkeit zu rechnen hat, so findet für sie der reine Luftmörtel nur untergeordnet Verwendung. Wenn man auch wegen des höheren Preises des hydraulischen Mörtels meist von reinem derartigen Mörtel absieht, so wird doch ein gewisser Prozentsatz von ihm zugesetzt.

90. — Wassermörtel<sup>2)</sup>. Die Wassermörtel zeichnen sich dadurch aus, daß sie Kalk, Kieselsäure und Tonerde enthalten, die durch Wasseraufnahme in wechselseitige Verbindungen (Kalk-Tonerde-Hydrosilikate) eintreten, die nach Vollendung der Umsetzung, d. h. nach der Erhärtung, sehr hohe Festigkeiten erlangen. Die Bildung eines wasserhaltigen Kalktonerdesilikates bei der Erhärtung ist mit Erwärmung verknüpft. Der dazu nötige Wasserzusatz darf nicht übertrieben werden, weil der Zement sonst nicht mehr abbindet („ersäuft“). Bei den kalkreicheren Wassermörteln tritt außerdem noch der für den Luftmörtel kennzeichnende Erhärtungsvorgang durch die Aufnahme von Kohlensäure hinzu.

Die Wassermörtel erfordern mit Ausnahme des Traßmörtels ein „Aufschließen“ der Kieselsäure durch Brennen. Nach der verschieden starken Wärme, die dabei aufgewendet wird, unterscheidet man „Leichtbrand“ (Wasserkalk und Romanzement) und „Scharfbrand“ (Portland-, Hochofen- und Eisenportlandzement).

<sup>1)</sup> Näheres s. Hasak: Was der Baumeister vom Mörtel wissen muß (Berlin, Falkverlag G. m. b. H.), 1925.

<sup>2)</sup> Näheres s. Grün: Der Zement, Herstellung, Eigenschaften u. Verwendung (Berlin, J. Springer), 1927; — ferner Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1925, S. B 243 u. f.; Dr.-Ing. G. A. Meyer: Beton und Eisenbeton im Bergbau unter Tage.

Verschiedene in der Natur vorkommende Rohstoffe, die sich für die Herstellung von Wassermörtel eignen, waren bereits den Alten bekannt. Von ihnen seien besonders der Traß und der Wasserkalk genannt. Der Traß ist ein aus zerspratztem Trachyt entstandener Tuff, der in Deutschland große Ablagerungen im Rheinthale (bei Brohl, Andernach usw.) bildet und Kalk und Kieselsäure enthält, und zwar letztere in „aufgeschlossenem“ Zustande, so daß er nicht erst gebrannt zu werden braucht. Er wird als Zuschlag verwendet und verleiht als solcher dem Kalkmörtel eine gewisse Wasserbeständigkeit, dem Zementmörtel eine größere Widerstandsfähigkeit gegen säure- und salzhaltige Wasser sowie eine erhöhte Wasserdichtigkeit.

Der Wasserkalk und der ihm verwandte Romanzement besteht aus etwa 70%  $CaCO_3$ , 20%  $SiO_2$  und 10%  $MgCO_3$ ,  $FeO$  und  $Al_2O_3$ . Durch Brennen (jedoch nicht bis zur Sinterung) wird die Kohlensäure ausgetrieben und die Kieselsäure aufgeschlossen, durch Mahlen das Abbinden und Erhärten mit Wasser begünstigt.

Die mit diesen Naturzementen erzielbare Festigkeit bleibt aber erheblich hinter derjenigen der künstlichen Zemente zurück, auf die nachstehend näher eingegangen werden soll. Zu unterscheiden sind folgende Unterarten:

a) Portlandzement. Dieser Zement wird aus künstlichen Mischungen von kalk- und kieselsäurehaltigen Gesteinen, insbesondere Mergeln, hergestellt. Diese werden bis nahe zum Sintern gebrannt, die so entstandenen „Zementklinker“ werden möglichst fein gemahlen. Das Mahlen soll nicht nur die chemische Umsetzung mit Wasser begünstigen, sondern auch den Zementverbrauch durch möglichst feine und gleichmäßige Verteilung herabsetzen. Es soll mindestens bis zu einer einem Siebe von 900 Maschen je Quadratzentimeter entsprechenden Feinheit durchgeführt werden; doch wird die Mahlung, da ihre Feinheit für die angestrebten chemischen Umsetzungen sehr wichtig ist, meist erheblich weiter getrieben, so daß z. B. bei hochfesten Portlandzementen etwa 90% noch durch ein Sieb von 5000 Maschen je Quadratzentimeter gehen. 1 l Zement wiegt rund 1,4 kg.

Wie die chemische Zusammensetzung des Portlandzementes (s. die unten folgende Zahlentafel) ergibt, gehört er zu den kalkreichen Zementen.

b) Hochofenzement. Dieser Zement verdankt, wie der gleich zu besprechende Eisenportlandzement, seine Erfindung dem Bestreben der Hochofenwerke, für die gewaltigen Mengen von Hochofenschlacke eine nutzbringende Verwendung zu finden, für die durch die zementartige Zusammensetzung der Schlacke der Weg gewiesen war. Die Schlacke wird durch Zerstäuben in Wasser oder Luft gekörnt und fein gemahlen; der erforderliche Kalk wird, da reiner Ätzkalk zu rasch durch Aufnahme von Kohlensäure aus der Luft verdirbt, in Gestalt von Portlandzement (15—70%) zugesetzt. Bezeichnend für den Hochofenzement ist sein höherer Gehalt an Kieselsäure im Vergleich zum Kalkgehalt. Aus diesem Grunde ist er wetterbeständiger und erhärtet in Salzlösungen schneller als Portlandzement, neigt auch bei stärkerem Gehalt an  $MgO$  nicht so zum Treiben wie dieser.

c) Eisenportlandzement. Er ist eine Mischung aus mindestens 70% Portlandzement und höchstens 30% granulierter und gemahlener Hochofenschlacke.

Besonders gut hat sich der durch feine Mahlung gekennzeichnete „Thu-

ringia“-Zement bewährt, hergestellt von der Zementfabrik Thuringia zu Unterwellenborn in Thüringen. Er zeichnet sich durch sein gutes Abbinden im Salzwasser aus und erträgt auch den Zusatz von Alkalien zum Beton gut, wie er beim Betonieren unter Frostwirkung (in Gefrierschächten) notwendig wird.

Hochofen- und Eisenportlandzement werden als „Hüttenzemente“ zusammengefaßt.

d) Tonerdezement, wegen seiner Hauptbestandteile *Al* und *Ca* auch Alca-Zement, wegen seiner Herstellung durch einen Schmelzvorgang auch Schmelzzement genannt, wird erst seit einigen Jahren hergestellt, hat sich aber wegen seiner guten Eigenschaften rasch ein großes Anwendungsgebiet erobert. Er wird durch Zusammenschmelzen von Bauxit und Kalk gebildet; die erhaltene Schmelze wird gebrochen und auf die übliche Zementfeinheit vermahlen. Dieser Zement, bei dem zwar der Beginn der Erhärtung (s. unten) nicht früher als beim Portlandzement eintritt, zeichnet sich durch wesentlich rascheren Verlauf des Erhärtungsvorganges aus, der bei ihm bereits nach etwa 12 Stunden soweit gediehen ist wie beim Portlandzement nach 3 Tagen. Sein Erhärten beruht auf der Bildung eines Kalkaluminats, wobei sämtlicher Kalk gebunden wird. Da also kein freier Kalk abgespalten wird, ergibt sich eine wesentlich größere Widerstandsfähigkeit gegen Säuren und saure Salzlösungen aller Art. Außerdem erreicht er erheblich höhere Druck- und Zugfestigkeit als die Kalksilikatzemente. Auch ist die Wasserdichtigkeit bei ihm sowohl wegen seiner chemischen Zusammensetzung als auch wegen seines dichteren Gefüges erheblich gesteigert. Für Betonierungsarbeiten bei Frost kommt noch seine starke Erwärmung beim Erhärten vorteilhaft zur Geltung, die ihn gegen Frost weitgehend unempfindlich macht. Allerdings wird sein Verwendungsgebiet durch den hohen Preis beschränkt, der etwa das Dreifache desjenigen von Portlandzement beträgt.

Über die chemische Zusammensetzung der vier letztgenannten Zementarten gibt die nachstehende Zahlentafel Aufschluß:

	Portland- zement %	Hochofen- zement %	Eisenportland- zement %	Tonerde- zement %
<i>CaO</i>	58—68	45—55	55—63	40—50
<i>SiO<sub>2</sub></i>	18—27	28—36	24—32	6—17
<i>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></i>	6—17	8—20	5—12	40—60
<i>FeO</i> + <i>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></i>	2—5	2—8	2—6	} gering- fügig
<i>MgO</i>	1—3	0,5—6	0,5—4	

Bei jeder Zementgruppe werden noch „hochfeste Zemente“ für besondere Beanspruchungen unterschieden; sie werden durch feinere Mahlung und sorgfältigere Mischung der Rohstoffe hergestellt.

Zur Vornahme der im einzelnen genau genormten Festigkeitsprüfungen wird 1 Teil Zement mit 3 Teilen Normsand zu einem Mörtel gemischt. Einige Durchschnittsergebnisse nach Proben aus Handelszementen sind nach Grün in nachstehender Zahlentafel wiedergegeben:

Zementsorte	Bezeichnung des Ergebnisses	Druckfestigkeit in kg/cm <sup>2</sup>			Zugfestigkeit in kg/cm <sup>2</sup>		
		nach 7 Tagen Wasserlagerung	nach 28 Tagen Lagerung		nach 7 Tagen Wasserlagerung	nach 28 Tagen Lagerung	
			in Wasser	in Wasser und Luft		in Wasser	in Wasser und Luft
Portlandzement	niedrigster Wert	214	314	338	19	26	29
	höchster Wert .	366	472	522	38	39	43
	Durchschnitt . .	282	388	426	26	32	38
Portlandzement hochfest	niedrigster Wert	318	479	498	27	33	38
	höchster Wert .	483	573	615	38	41	50
	Durchschnitt . .	406	525	557	33	37	43
Eisen-Portlandzement	niedrigster Wert	177	286	300	17	25	32
	höchster Wert .	383	515	587	35	42	44
	Durchschnitt . .	262	392	429	25	33	38
Hüttenzement hochfest	niedrigster Wert	380	513	628	31	38	42
	höchster Wert .	482	724	761	41	45	49
	Durchschnitt . .	423	568	624	35	42	45
Tonerdezement	Durchschnittswerte . . . . .	581	598	742	30	37	39

Das Festwerden des Zements geschieht in zwei Vorgängen. Zunächst nämlich tritt das „Abbinden“, d. h. der Übergang aus dem breiigen in den festen Zustand, ein; sodann erfolgt das „Erhärten“, d. h. die endgültige Verfestigung. Je nach der Zeitdauer nach dem „Anmachen“, nach der das Abbinden beginnt, unterscheidet man „Schnellbinder“ (Beginn des Abbindens nach 15—20 Minuten) und „Langsambinder“ (Beginn des Abbindens nach etwa 1 Stunde). Bei letzteren wird die endgültige Festigkeit im allgemeinen größer. Die endgültige Verfestigung dauert einige Tage, Wochen oder auch Monate.

Ob Schnell- oder Langsambinder verwandt werden, hängt in erster Linie vom Feuchtigkeitsgrade des Gebirges ab. Je nasser dieses ist, um so schneller abbindenden Mörtel wird man in der Regel benutzen, da sonst die Gefahr besteht, daß er durch das Wasser ausgewaschen wird, ehe er abgebunden hat. Bei unruhigem Gebirge werden Zementsorten bevorzugt, die schon nach einigen Tagen einen hohen Festigkeitsgrad erlangen.

91. — Erzielung besonderer Eigenschaften bei Zement und Beton<sup>1)</sup>. Von den besonderen Eigenschaften, auf die man durch entsprechende Zusammensetzung und Bearbeitung des Zements und Betons hinzuwirken sucht, steht für den Bergmann die Wasserdichtigkeit an erster Stelle. Sie kann mit mehr oder weniger großem Erfolge herbeigeführt werden durch:

a) Anstrich mit Teerverbindungen, asphaltähnlichen Stoffen („Betonit“ von der Betonit-G. m. b. H., Essen, „Inertol“ von P. Lechler in Stuttgart) u. dgl. oder durch einen besonderen Belag aus solchen Stoffen, wie sie z. B. die Stella-Werke-A.-G. in Bergisch-Gladbach, die G. m. b. H. Berg & Co. in Andernach herstellen;

<sup>1)</sup> Näheres s. Kleinlogel: Einfüsse auf Beton (Berlin, W. Ernst & Sohn), 1925.

b) Zusatz von Dichtungsmitteln zur Verstopfung der Poren, die man dem Zement oder dem Anmachwasser oder dem Mörtelgemisch zusetzt, und zwar teils als Flüssigkeit, teils als Pulver. Meist handelt es sich hierbei um bituminöse Verbindungen;

c) Zusatz von Stoffen, die den Abbindungs- und Erhärtungsvorgang selbst beeinflussen.

Von diesen Hilfsmitteln bietet der Anstrich den Nachteil, daß er bei Beschädigungen der Oberfläche, z. B. durch Gebirgsbewegungen, unwirksam wird. Die Behandlung der ganzen Zementmasse mit Dichtungsmitteln hat sich im allgemeinen bewährt, doch verringern sie, da sie keine chemische Verbindung mit den Zementbestandteilen eingehen, die Druck- und Zugfestigkeit und verlieren außerdem leicht ihre abdichtende Wirkung, wenigstens in gewissem Grade, wenn der Zement infolge vorübergehender Austrocknung schrumpft und die Dichtungstoffe sich dann in den Poren lösen. Am besten scheint sich das der dritten Gruppe angehörende Dichtungsmittel „Tricosal“ (nach D.R.P. 405844 von der Chemischen Fabrik Grünau bei Berlin geliefert) zu bewähren, dessen Wirkung auf einer chemischen Verbindung mit der Zementmasse selbst beruht und das daher an dem „Quellen“ des Zements infolge von Wasseraufnahme teilnimmt. Tricosal enthält organische Natriumsalze, die in hochkonzentrierter wässriger Lösung als Kolloide dem Anmachwasser zugesetzt werden und infolge ihres kolloidalen Verhaltens nicht nur die Quellfähigkeit des Zements wesentlich steigern, sondern auch mit etwa drei Viertel der Menge des sonst erforderlichen Wassers auszukommen gestatten und daher dem Zementmörtel auch größere Festigkeit und Haftfähigkeit verleihen. Versuche mit Tricosal an Platten von 170 cm<sup>2</sup> Fläche, die aus Zementmörtel vom Mischungsverhältnis 1:3 hergestellt waren, ergaben u. a., daß der mit Tricosal behandelte Mörtel bei 12 atü erst 0,3 g stündlich durchtreten ließ, während gewöhnlicher Zementmörtel schon bei 2 atü 10,4 g Wasserdurchtritt ergab<sup>1)</sup>.

Über den Einfluß des Frostes auf das Abbinden und Erhärten des Betons wird gelegentlich der Besprechung des Ausbaues von Gefrierschächten im 7. Abschnitt, „Schachtabteufen“, unter Ziff. 110 Näheres gesagt werden.

Gegen saure und sulfathaltige Wasser schützt man den Zement, soweit man nicht von vornherein Tonerdezement verwendet, durch die verschiedenen Dichtungsmittel, ferner durch Verringerung des Gehalts an dem in erster Linie angreifbaren freien Kalk mit Hilfe von Zuschlägen, die diesen binden (z. B. Traß), oder mittels Lösungen, die den freien Kalk in widerstandsfähige Verbindungen umwandeln.

**92. — Mörtelmischungen.** Als verbilligender Zusatz zum hydraulischen Mörtel kommt in erster Linie Sand (am besten scharfkörniger) zur Anwendung; für geringere Beanspruchungen genügt Ziegelmehl oder Asche. Stets ist auf das Fernhalten schlammiger Stoffe zu achten, sei es nun, daß diese in den Beimischungen zum Mörtel vorhanden waren oder daß sie von den Gebirgswässern zugeführt werden. Denn während Sand u. dgl. ein durch den hydraulischen Mörtel verkittetes, festes Gerippe bildet, wird durch Schlammbeimengungen der Mörtel gewissermaßen „verdünnt“ und so seine Bindekraft

<sup>1)</sup> Zement 1926, Nr. 7, S. 133 u. f.; Kleinlogel: Wasserdichter Mörtel.

mehr oder weniger beeinträchtigt. Daher muß schlammhaltiger Sand zunächst durch Schlämmen gereinigt und bei wichtigeren Arbeiten auch die Vorsicht gebraucht werden, etwa an den Steinen anhaftende Schlammteile vor dem Legen abzuspülen.

Die für Zementmörtel wichtigsten Zahlen gibt für Portlandzement die folgende Übersicht:

Anteile in hl			Mörtelausbeute hl	1 m <sup>3</sup> Mörtel erfordert		
Zement	Sand	Wasser		Zement kg	Sand l	Wasser l
1	1	0,53	1,50	933	667	353
1	2	0,75	2,25	622	888	333
1	3	0,98	3,00	467	1000	327
1	4	1,25	3,80	368	1053	329

Die mageren Mischungen 1:5, 1:6 usw. genügen ihrer Festigkeit nach für viele Zwecke vollkommen, haften aber dann zu wenig am Stein. Durch Zusatz von Kalk oder Wasserkalk kann die Druckfestigkeit und Haftfähigkeit dieser mageren Zementmörtel sowie auch ihre Elastizität wesentlich gesteigert und so ein billiger und brauchbarer Mörtel erzielt werden.

Ihrem Verwendungszweck nach sind einige der im Ruhrkohlenbergbau gebräuchlichsten Mischungen in der nachstehenden Übersicht zusammengestellt.

#### Verschiedene Mörtelmischungen für Grubenmauerung nach Raumteilen.

	Kalk Teile	Wasser- kalk Teile	Traß Teile	Zement Teile	Sand	
					Flußsand Teile	Schlack- kessand Teile
I. Gewöhnliches Mauerwerk (Scheibenmauern) . . . .	1	1	1	—	4	—
Desgl. . . . .	—	1	—	—	1	2
Desgl. für trockene Räume .	1	—	—	—	2	3
II. Höher beanspruchtes Mauer- werk (Gewölbe, Funda- mente u. dgl.), sehr fest .	—	1	1	1	3	—
Desgl., mäßig fest . . . .	1	—	—	1	2	3

In den meisten Fällen kommt man mit den Mischungen unter I. aus.

Je mehr Wert auf das Abhalten von Wasserzuflüssen gelegt wird, um so höher muß der Zementanteil gesteigert werden. Doch läßt sich völlige Wasserdichtigkeit überhaupt nur bei mäßigen Wasserdrücken erzielen.

Bei Arbeiten im Salzgebirge muß der Zementmörtel mit Lauge statt mit Wasser angerührt werden, weil das Wasser sonst das Salz anfrißt und so Undichtigkeiten schafft.

93. — **Magnesiament.** Beim Magnesia- oder Sorelschen Zement handelt es sich nicht um einen Zement im strengen Sinne, sondern lediglich um die Verbindung  $MgO$ , die durch Brennen von Dolomit ( $MgCO_3 + CaCO_3$ ) oder Magnesit ( $MgCO_3$ , verunreinigt durch  $SiO_2$ ) gewonnen und mit Chlor-magnesiumlauge von etwa 30° Bé. verrührt wird, wobei Magnesiumoxychlorid

entsteht. Der Erhärtungsvorgang beruht also auf anderen chemischen Umsetzungen als beim gewöhnlichen Zement.

Beim Brennen des Dolomits darf die Erhitzung nur so weit getrieben werden, daß nur das Magnesium-, nicht auch das Kalziumkarbonat zersetzt wird.

Dieser Zement hat für das Salzgebirge große Bedeutung erlangt, da der gewöhnliche Zement gegen Lösungen von  $NaCl$ ,  $KCl$ ,  $MgSO_4$ ,  $MgCl_2$  u. dgl. empfindlich ist<sup>1)</sup>. Er wird hier außer zu gewöhnlichen Mauerungen auch zu Betonierungsarbeiten und zur Ausfüllung von Spalten im Gebirge (s. unten, S. 303 u. f., „Die Versteinung des Gebirges“) benutzt. Durch Sandzusatz gewinnt er bedeutend an Festigkeit, doch darf dieser Zusatz hier nicht so weit wie beim gewöhnlichen Zement getrieben werden; man soll in der Regel nicht unter das Verhältnis 1 : 3 heruntergehen.

94. — **Ausführung der Mauerung im allgemeinen.** Beim Mauern ist darauf zu achten, daß jeder Stein auf allen Seiten von Mörtel eingehüllt

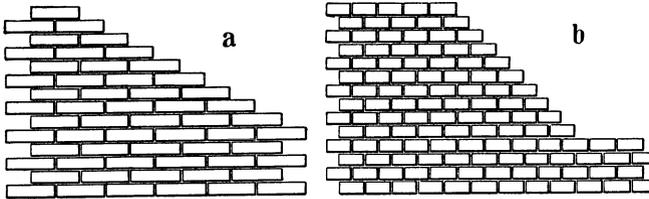


Abb. 115. Einfache Mauerverbände. *a* Läuferverband, *b* Binderverband.

ist und daß bei nicht genügend feuchtem Gebirge die Steine durch vorheriges Eintauchen in Wasser gesättigt werden und infolgedessen dem Mörtel nicht mehr infolge ihrer porösen Beschaffenheit Wasser entziehen können. Ferner müssen die Steine in einem gewissen Verband zusammengefügt werden, der die verschiedenen Fugen möglichst gleichmäßig verteilen soll, damit keine durchlaufenden Linien geringeren Widerstandes entstehen und alle Teile des Mauerwerkes gleichmäßig beansprucht werden.

Man unterscheidet dabei die in der Richtung der Mauerwand und die quer zu dieser Richtung gelegten Steine und bezeichnet die ersteren als „Läufer“, die letzteren als „Binder“. So stellt Abb. 115 *a* eine nur aus Läufern („Schornsteinverband“), Abb. 115 *b* eine nur aus Bindern aufgemauerte Wand dar. Der Binderverband wird z. B., sofern man mit einer Wandstärke von einem Stein auskommt, beim Ausmauern von Schächten angewendet, da sich durch ihn eine gute Rundung erzielen läßt. Für ebene Mauern (Scheibenmauern) kommt er nur dann in Betracht, wenn, wie z. B. bei Wetterscheidern, geringe Festigkeit genügt. Dagegen erzielt man sehr innige und feste Verbände durch den Wechsel von Läufern in der einen Schicht und Bindern in der anderen. Als wichtigste Ausführungen seien hier angeführt der „Blockverband“ (Abb. 116*a*) und der „Kreuzverband“ (Abb. 116*b*). Die Abbildungen lassen erkennen, wie bei beiden die senkrecht

<sup>1)</sup> Kali 1916, Heft 22, S. 337; Dr. Guttmann: Die Verwendbarkeit der hydraulischen Bindemittel im Kalibergbau.

übereinander liegenden Steine kreuzartige Bilder ergeben, und zwar haben, wie die punktierten Stellen deutlich machen, beim Blockverband je zwei dieser Kreuze einen Balken gemeinsam, während sie beim Kreuzverband durch eine Läuferreihe voneinander getrennt sind. Der Unterschied beruht darauf, daß beim Kreuzverband in jede zweite Läuferreihe vorn ein halber Stein eingelegt ist. Die verschiedene Art der Abtreppung am freien Ende (beim Blockverband unregelmäßig, beim Kreuzverband regelmäßig) ist ebenfalls aus den Abbildungen zu entnehmen. Weiterhin lassen die linken Hälften der Abbildungen den Verlauf der gebrochenen Linie („Verzahnung“) erkennen, nach der das neu anzuschließende Mauerwerk in das bereits fertiggestellte eingreift; diese Linie ist beim Blockverband einfacher als beim Kreuzverband. Der Kreuzverband ist wegen der gleichmäßigeren Verteilung der Fugen widerstandsfähiger.

Nach der Tiefe hin liegen bei Mauerwerk von 1 Stein Stärke auf jeder Binderschicht 2 Läufer­schichten. Bei Mauerwerk von 2, 3, 4 usw. Steinen

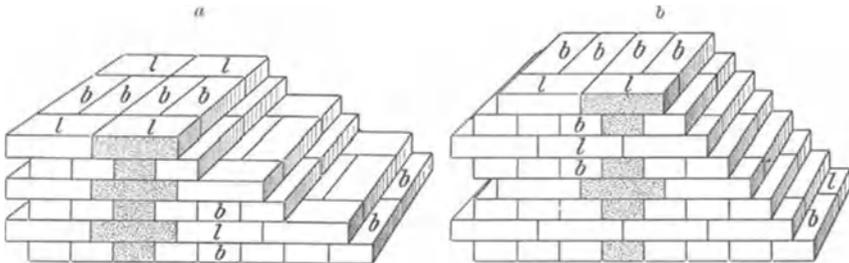


Abb. 116. Zusammengesetzte Mauerverbände. *a* Blockverband, *b* Kreuzverband.

Stärke liegt gemäß Abb. 116 *a* in den Binderschichten diese Steinzahl hintereinander, wogegen in den Läufer­schichten die Läufer sich auf die beiden Außenlagen beschränken. Bei  $1\frac{1}{2}$ ,  $2\frac{1}{2}$ ,  $3\frac{1}{2}$  usw. Steinen Stärke wechseln (Abb. 116 *b*) die Läufer- und Binderschichten in den einzelnen Lagen vorn und hinten ab.

Bei der trockenen Bergmauerung mit ihren unregelmäßig geformten Steinen lassen sich solche Verbände nur ganz unvollkommen herstellen. Immerhin sollten sie aber auch hier nicht außer acht gelassen werden. Am besten kann mit den regelmäßig gestalteten Schiefer- oder Sandschiefer­stücken im Verband gemauert werden.

Ferner ist beim Mauern darauf zu achten, daß größere Hohlräume hinter dem Mauerwerk vermieden oder sorgfältig ausgefüllt werden, weil sonst der Gebirgsdruck nicht gleichmäßig vom Mauerwerk getragen wird. Eine Ausfüllung durch Altholz kann als nachgiebiges Polster das Mauerwerk entlasten (s. u.); das Holz sollte allerdings, wenn es nicht ausreichend gegen Luftzutritt geschützt werden kann, zur Verhütung des Faulens getränkt werden.

### *β) Ausführung der Mauerung im einzelnen.*

**95. — Formen der Mauerung.** Der Gestaltung nach unterscheidet man Scheibenmauern und Gewölbe. Die ersteren sollen in erster Linie

den in ihrer Ebene wirkenden Druck aufnehmen. Sind sie nur für diesen Zweck berechnet, so werden sie als einfache seigere Mäuern gebaut und heißen dann „geradstirnige“ Scheibenmauern (Abb. 117), wogegen eine krummstirnige“ Scheibenmauer (Abb. 118) ein allmähliches Nachgeben durch Hereinschieben des Mittelteils ermöglichen soll, ohne den Streckenquerschnitt zu sehr zu verengen. Durch Verstärken der Mauerfüße nach Abb. 119 erzielt man einen größeren Widerstand gegen Seitendruck und eine geringere Flächenpressung auf die Sohle, wodurch auch die Aufnahme eines größeren Firstendrucks ermöglicht wird; solche Mauern heißen „geböschte Scheibenmauern“.

Stärkerer Druck in der Richtung senkrecht gegen die Mauerebene kann nur durch Gewölbe aufgenommen werden, bei denen die Steine radial

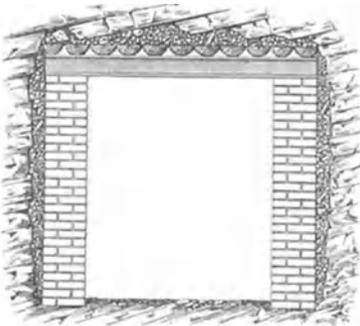


Abb. 117. Geradstirnige Scheibenmauern mit I-Trägern als Kappen.

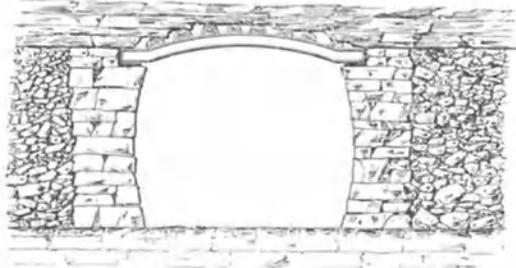


Abb. 118. Krummstirnige Scheibenmauern mit gewölbten I-Trägern (auf Winkelplatten) als Kappen.

gestellt und deren beide Stützflächen durch radial verlaufende Auflageflächen, „Kämpfer“ genannt, getragen werden. Die Gewölbeformen sind verschieden einerseits nach der Größe des Halbmessers, nach dem das Gewölbe geschlagen wird, und andererseits nach dem Umfange der durch sie geschützten Fläche des Querschnittes. In ersterer Hinsicht unterscheidet man zunächst die Kreisbogengewölbe von den Korbbogengewölben. Die ersteren sind nach nur einem Krümmungshalbmesser, die letzteren nach mehreren verschieden großen Halbmessern gewölbt, so daß sie aus mehreren ellipsenartigen Bögen zusammengesetzt erscheinen. Jedoch kommen im allgemeinen für die Grubenmauerung nur Kreisbögen in Betracht. Diese haben im Gegensatz zu den Korbbögen die Eigenschaft, daß sie den ganzen auf ihnen lastenden Gebirgsdruck auf die Kämpfer übertragen. Ihre Widerlager können in einer Ebene liegen (Abb. 120) oder zwei gegeneinander geneigte Ebenen bilden (Abb. 119, 121 und 124), oder anders ausgedrückt: der Halbmesser, nach dem sie geschlagen sind, kann gleich der Hälfte der Streckenbreite oder größer als dieses Maß sein. Gewölbe der ersteren Art heißen „volle Tonnengewölbe“, solche der letzteren Art nennt man „flache Tonnengewölbe“, auch „Stützgewölbe“ oder „Stutzbögen“. Wo es die Druckverhältnisse zulassen, bevorzugt man sie, da sie mit einem geringeren Nachbrechen des Gebirges in der Firste auszukommen gestatten. Das trifft namentlich für schmale Räume zu, weil man bei diesen nicht, wie das in größeren Räumen möglich ist, mit der

Wölbung schon in verhältnismäßig geringer Entfernung von der Sohle beginnen kann.

Die innere Wölbungsfläche *e* eines Gewölbobogens (Abb. 121) heißt „Leibungsfläche“, ihr höchster Punkt *b* der „Scheitel“; die äußere Wölbung *f* nennt man „Rückenfläche“. Der zwischen beiden bestehende Längenunterschied wird entweder durch Zunahme der Steindicken (Abb. 122) oder durch Zunahme der Mörtelfugen (Abb. 123) von innen nach außen ausgeglichen. Ersteres Verfahren erfordert besondere Steine, sog. „Radialsteine“, und wird



Abb. 119. Geböschte Scheibenmauern aus Bruchsteinen mit Ziegel-Gewölbekappen.



Abb. 120. Scheibenmauern (1 1/2 Stein stark) mit Halbkreisgewölbe.

wegen der höheren Steinkosten nur ausnahmsweise angewandt, nämlich wenn es sich entweder um besonders wichtige Arbeiten oder um Gewölbe

von besonders kleinem Radius handelt, bei denen der Längenunterschied zwischen Leibungs- und Rückenfläche verhältnismäßig groß ist und daher

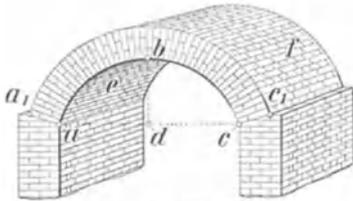


Abb. 121. Stützgewölbe auf Scheibenmauern.

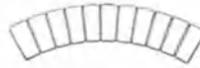


Abb. 122. Gewölbe mit Radialsteinen.



Abb. 123. Gewölbe mit keilförmigen Mörtelfugen.

seine Ausgleichung durch stärkere Fugen das Mauerwerk zu sehr schwächen würde.

Wichtige Maße sind die Linien *ac* und *bd* in Abb. 121; die erstere heißt die „Sehne“, die letztere die „Pfeilhöhe“ des Gewölbes. Je größer das Verhältnis von Pfeilhöhe zur Sehne, die sog. „Spannung“ des Gewölbes, ist, um so größer ist dessen Tragfähigkeit. Bei Halbkreisgewölben ist die Spannung offenbar 1:2. Bei Stützbögen wählt man sie zwischen 1:12 für schwache und 1:5 für starke Beanspruchung. Werden die Kämpfer durch gesundes Gebirge oder durch verstärkte Scheibenmauern gebildet, so kann man mit der Spannung auf 1:20 heruntergehen.

96. — **Einfache Anwendungen der Grubenmauerung.** Der einfachste Fall des Ausbaues mit Kreisgewölben in der Grube ist das Firsten-

gewölbe (Abb. 124), ein in der Firste der Strecke oder des Querschlages geschlagener Stützbogen. Es erfordert ein hinreichend standfestes und nicht schnell verwitterndes Gebirge an den Stößen, da dieses den ganzen Kämpferdruck auszuhalten hat. Anwendung findet das Firstengewölbe besonders zum Abhalten rolliger Massen in der Firste, also zum Abfangen von Bergeversatz bei steiler Lagerung und größerer Mächtigkeit der Lagerstätte.

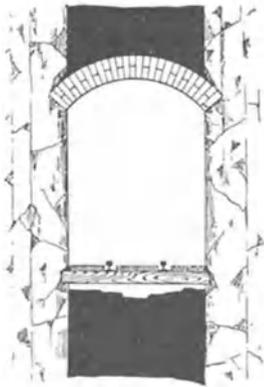


Abb. 124. Stützbogen (Firstengewölbe).



Abb. 125. Elliptisches Gewölbe auf geböschten Scheibenmauern.

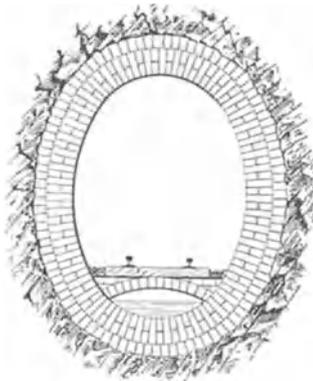


Abb. 126. Elliptische Mauerauswölbung in Strecken, mit Gegenwölbe für das Tragwerk.

Der im Steinkohlenbergbau am häufigsten vorkommende Fall der Gewölbemauerung ist das Halbkreisgewölbe auf Scheibenmauern (Abb. 120 auf S. 107), das wegen seiner einfachen Ausführung bevorzugt wird, wengleich hier die Scheibenmauern den vollen, auf dem Gewölbe lastenden Gebirgsdruck abzufangen haben. Wo es sich nicht um das Abfangen eines großen Firstendruckes durch das Gewölbe, sondern lediglich um den Schutz von Firste und Stößen gegen Verwitterung oder um Abhalten von Wasserzuflüssen oder um Verringern der Widerstände gegen die Wetterbewegung usw. handelt, begnügt man sich mit Stützbögen auf Scheibenmauern, um mit geringerem

Firstenausbruch auskommen zu können. Ist größerer Firstendruck zu erwarten, so läßt man in ähnlicher Weise wie nach Abb. 125 die Stärke der Scheibenmauern nach unten hin zunehmen. Die Scheibenmauern werden zweckmäßig in die Sohle „eingeschlitzt“ (s. die Abbildungen). Ist diese unzuverlässig, so muß der Mauerfuß auf eine Betonsohle oder auf Grundschwelen gestützt werden.

Soll größerer Seitendruck abgewehrt werden, so müssen auch die Seitenmauern als Gewölbe hergestellt werden; man erhält dann einen elliptischen Querschnitt des Mauerwerkes (Abb. 125 und 126). Eine ähnliche Form wird bei

nicht ganz steilem Einfallen durch den vorhin erwähnten Firstenbogen gebildet, nämlich eine halbe Ellipse (Abb. 127). Wirkt der Druck (wie z. B. im Braunkohlenbergbau) annähernd gleichmäßig von allen Seiten, ohne allzu stark zu werden, so ergibt sich ein vollständig geschlossenes Gewölbe, und zwar je nach dem Verhältnis zwischen Streckenbreite und -höhe von Kreis- oder Ellipsenform (Abb. 126). Jedoch vermeidet man nach Möglichkeit das zu diesem

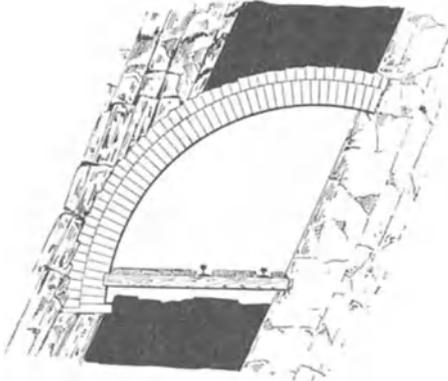


Abb. 127.  
Halbelliptisches Firstengewölbe.

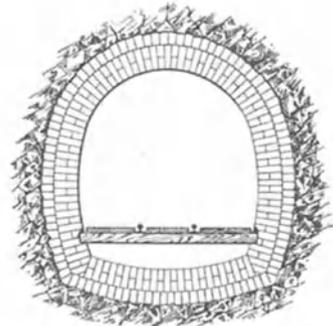


Abb. 128. Geschlossenes Gewölbe mit flacherem Sohlenbogen.

Zwecke erforderliche tiefe Ausheben der Sohle und begnügt sich hier bei nicht zu starkem Sohlendruck mit Bögen von geringerer Spannung (Abb. 128).

**97. — Schwierigere Ausführungen der Grubenmauerung.** Schwieriger auszuführen sind die Gewölbe mit doppelter Krümmung (Kreuzgewölbe), als deren wichtigste Anwendungsfälle in der Grube die Kreuzungen von auszumauernden Strecken unter sich oder mit der Schachtmauerung zu nennen sind. Man erhält dann im einfachsten Falle Gewölbeformen, wie sie sich aus der Durchdringung zweier Zylinder ergeben, indem die Scheitellinien der beiderseitigen Gewölbe in derselben söhligem Ebene (bei gleich hohen Strecken unter sich) oder in der gleichen Seigerebene (bei Einmündung von Strecken in Schächte von kreisförmigem Querschnitt) liegen. Bei der Kreuzung von Strecken gleicher Höhe muß man die beiderseitigen Wölbungen stumpf oder mit kurzer Verzahnung zusammenstoßen lassen. Größere Tragfähigkeit ergibt sich aber, wenn das Gewölbe der Hauptstrecke durch das der Nebestrecke getragen wird, wie das bei verschiedener Höhe der Strecken möglich wird.

Beim Füllortausbau ist für eine genügend große Höhe des Raumes zu sorgen. Daraus folgt in dem einfachsten Falle, d. h. bei söhligem Einführung des Strecken- bzw. Querschlagsgewölbes in den Schacht, die Notwendigkeit eines plötzlichen Absetzens des Füllortgewölbes gegen das Gewölbe des vorhergehenden Streckenteils. Infolgedessen entsteht hier eine schwache Stelle, weshalb man meist eine allmähliche Überführung des Füllortgewölbes in Gestalt eines schräg ansteigenden „Kellerhalsgewölbes“ von der Streckenhöhe bis zur höchsten Stelle am Schacht vorzieht, wobei man übrigens auch eine wesentliche Ersparnis an Firstenausbruch erzielt. Im übrigen ergeben sich beim Anschluß an die Schachtmauerung günstigere

Festigkeitsverhältnisse als bei Streckenkreuzen. Denn da die Berührungsfläche zwischen beiden Wölbungen eine schräg liegende Halbringfläche ist, so stellt sie ihrerseits eine gute Kämpferfläche dar, durch die der Druck dieses Teiles des Schachtmauerwerkes auf das Füllortgewölbe abgeladen wird, während anderseits der am weitesten nach dem Schachte hin vorspringende Teil des Füllortbogens nicht sein Scheitel, sondern sein Fuß ist und so dem Scheitel keine Unterstüttzung entzogen wird. (Vgl. auch Abb. 147 auf S. 129.)

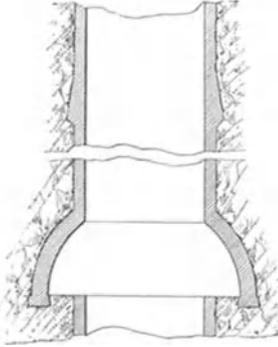


Abb. 129. Füllortausbau mit freistehendem Schacht.

Bei schwierigerem Gebirge und größerem Schachtdurchmesser läßt man die Schachtmauer seitlich durchgehen, so daß sie nur nach den beiden Füllortseiten unterbrochen zu werden braucht. Liegen die Verhältnisse einfacher, so kann man gemäß Abb. 129 die Schachtmauer ringsum unterbrechen und das Füllort als Kuppelgewölbe (ebenfalls ein Gewölbe doppelter Krümmung) ausbauen, die Last der Schachtmauer also durch die Kuppel-

wölbung abfangen. Man erzielt hierbei den großen Vorteil eines nach allen Seiten hin freien Anschlages. (Vgl. auch Abb. 148 auf S. 130.)

98. — **Gestängeverlagerung.** Der Einbau des Gestänges bietet keine Besonderheiten, wenn die Sohle nicht abgewölbt ist und nur ein Teil der Sohle, sei es in der Mitte oder an einer Seite, für die Wasserseige in Anspruch genommen zu werden braucht (Abb. 120, 125 u. a.). Es wird dann höchstens erforderlich, die Stege an der Seite, wo die Wasserseige liegt, in die Mauer einzulassen. Wenn überhaupt keine Wasserseige erforderlich, die Sohle aber abgewölbt ist, so genügt eine einfache Packlage aus Bergen mit daraufgebrachter Feinschüttung als Bettung für die Schwellen (vgl. Abb. 107 auf S. 89). Ist aber die Wasserseige in der ganzen Breite der Sohle oder in einem Sohlengewölbe zu führen, so muß ein „Tragewerk“ vorgesehen werden. Bei genügend widerstandsfähiger, z. B. elliptischer Gewölbemauerung können die Stege beiderseits in das Mauerwerk eingelegt werden, indem man auf der einen Seite einen halben Stein neben dem Bühnloch fehlen läßt, so daß die Stege in der Längsrichtung der Strecke eingeschwenkt werden können (Abb. 128). Außerdem kann bei geschlossener Ausmauerung die Verlagerung auch nach Abb. 130a oder mit Hilfe eines Gegengewölbes (Abb. 126 auf S. 108) erfolgen, in welchem letzteren dann von Zeit zu Zeit Mannlöcher zur Befahrung der Wasserseige auszusparen sind. Da bei den Ausführungen nach Abb. 128 und 130a die Stege in feste Verbindung mit dem Mauerwerk gebracht und deshalb bereits durch geringfügige Verschiebungen infolge des Gebirgsdruckes auch ihrerseits verschoben oder gebrochen werden, so zieht man für schwächeres Mauerwerk oder unruhigeres Gebirge eine unabhängige Verlagerung nach Art der in Abb. 130b dargestellten, also auf besonderen Tragbolzen  $a_1$ ,  $a_2$ , vor, die dann zweckmäßig durch Tränkung gegen Fäulnis geschützt und mit Quetschhölzern hinterlegt werden.

Bei der Ausmauerung von Füllrörtern, die in mäßig festes Gebirge zu liegen kommen und daher nicht mit Vollausbuch, sondern unter einseitiger Belassung eines Gesteinskerns in der Mitte (vgl. Bd. I, 4. Abschnitt, VI:

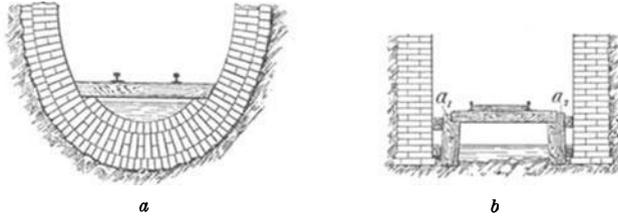


Abb. 130. Tragewerk über der Wasserseige.  
a bei elliptischer Mauerung, b bei Scheibenmauern.

„Große unterirdische Räume“) ausgeschossen werden müssen, werden verlorene Balkenenden in das Mauerwerk eingebettet und nach Fertigstellung des Hohlraumes wieder herausgerissen, so daß eine Rinne entsteht, in welche die Holz- oder Eisenträger eingeschoben werden können.

99. — **Verfahren bei der Herstellung der Mauerung.** Soll ein unterirdischer Hohlraum in Gewölbemauerung gesetzt werden, so ist, um Beschädigungen der Mauerung durch die Schießarbeit zu verhüten, in der Regel zunächst eine verlorene Zimmerung einzubringen, der die Mauerung in einem gewissen Abstände folgt. Bei hinreichend zuverlässigem Gebirge kann man nach Abb. 131 a, sobald die Mauerung bis dicht an den letzten Türstock herangeführt ist, diesen ausbauen und dann weiter mauern. Andernfalls muß man von vornherein so viel Raum ausbrechen, daß die Mauerung noch innerhalb des verlorenen Ausbaues Platz findet (Abb. 131 b). Man mauert

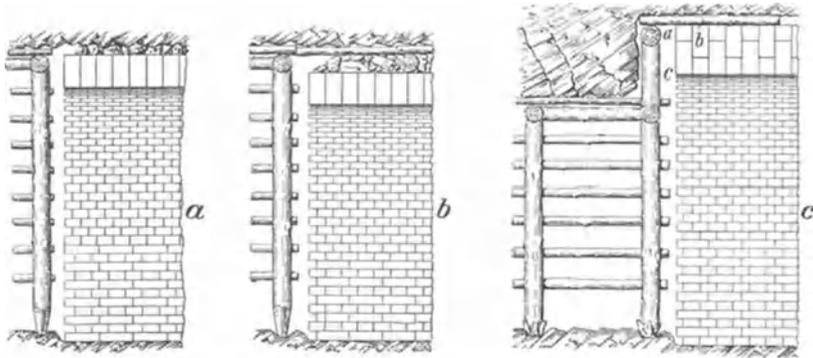


Abb. 131 a—c. Mauerung und verlorener Ausbau in ihrem verschiedenen Verhältnis.

dann über den letzten Türstock hinaus fertig, raubt ihn hinter der Mauer weg und stampft nun den so entstandenen Hohlraum zwischen Mauerwerk und Gebirge mit klaren Bergen oder besser mit Beton aus, wobei die Leute durch den noch stehenden verlorenen Ausbau geschützt sind. Wird die Mauerung erst nachträglich an Stelle des früheren, in der Regel bereits stark verdrückten Holzausbaues eingebracht, so reicht der Raum für dieses Ver-

fahren nicht aus; es bleibt dann nichts übrig, als das Gebirge stückweise von neuem nachzureißen und gemäß Abb. 131c durch Polygonkappen *a* mit Pfändpfählen *b* und Verspreizungen *c* abzufangen. Dem Schlagen des Gewölbes geht die Aufstellung der Lehrgerüste oder Lehrbögen voraus, die der Leibungsfläche des Gewölbes entsprechend geschnitten sind. Diese Bögen werden durch Brettverschalung mit einem Mantel umgeben, auf den das Mauerwerk zu liegen kommt. Für ihre richtige Stellung ist durch

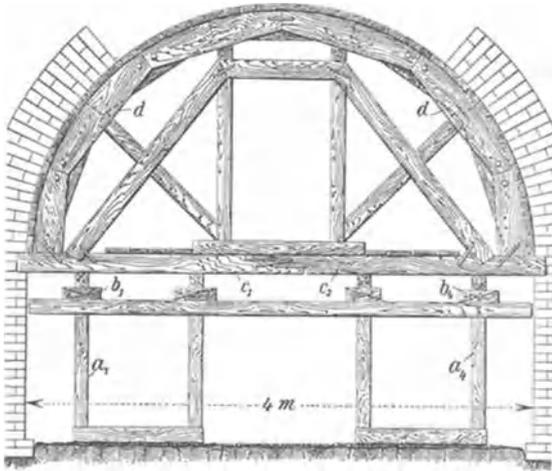


Abb. 132. Lehrgerüst für Ausmauerung größerer Räume.

sorgfältiges Einweisen und Loten zu sorgen. Die hintersten Bögen werden nach genügender Erhärtung des Mauerwerkes fortgenommen, um vorn wieder verwandt zu werden; man kommt also mit einer kleinen Anzahl von Lehrbögen aus. Sind nur Stützgewölbe zu schlagen, so ruhen die Lehrbögen am besten auf Firstenspreizen.

Größere Gewölbe, wie sie für Maschinenkammern u. dgl. her-

gestellt werden, erfordern umständlicher zusammengebaute Lehrgerüste. Ein Beispiel gibt Abb. 132; hier ruhen auf den Stützen  $a_1$ — $a_4$  Querhölzer, die durch Vermittlung von Keilen  $b_1$ — $b_4$  und Unterzügen die zweiteiligen Grundschwellen  $c_1$ ,  $c_2$  für den Lehrbogen tragen, der seinerseits aus entsprechend abgespreizten Bogenstücken *d* besteht, auf welche die Verschalung aufgenagelt wird. Die Keile ermöglichen die genaue Einstellung, die Klammern das rasche Zerlegen und Wiederaufstellen.

100. — Verbindungen zwischen Mauerung und Eisen- oder Holzausbau. Ein Ausbau, der aus Mauerung in Verbindung mit Eisen oder Holz zusammengesetzt ist (vgl. oben, Abb. 117 und 118 auf S. 106 sowie unten, Abb. 135 auf S. 115), kann zunächst den Zweck haben, an Kosten gegenüber der reinen Mauerung zu sparen. In erster Linie handelt es sich dabei um den Wegfall der Wölbungen, die mühsamer und kostspieliger herzustellen sind, die Schaffung eines größeren Hohlraumes bedingen und einigermäßen geschulte Leute verlangen. Auch erreichen Gewölbe nur dann ihre volle Tragfähigkeit, wenn sie von allen Seiten gleichmäßig belastet sind, was sich unter Tage schwer erreichen läßt. Man beschränkt dann also die Mauerung auf die Verwahrung der Stöße durch Scheibenmauern und legt auf diese eiserne oder hölzerne Kappen. Ein solcher Ausbau eignet sich jedoch nur für Firsten-, nicht aber für stärkeren Seitendruck, wenn auch ein gewisser Seitendruck durch Verstärken der Mauerfüße (Abb. 119, S. 107) aufgenommen werden kann. Er kommt im übrigen in der Ausführung mit Mörtelmauer-

werk für solche Fälle in Betracht, in denen Luftzutritt zu den Stößen möglichst vermieden werden soll oder in denen Holz- oder Eisenausbau durch Entgleisungen bei der Lokomotivförderung gefährdet werden würden oder die Auswechslung druckbeschädigter Zimmerungen zu große Betriebsstörungen verursachen würde und dem Wetterstrom möglichst wenig Widerstand entgegengesetzt werden soll. Eine besondere Bedeutung kommt dieser Verbindung für den nachgiebigen Ausbau zu, auf den gleich näher eingegangen werden soll.



Abb. 133. Kappengewölbe.

Eine andere Art der Verbindung zwischen Mauerung und Eisenausbau ist das „Kappengewölbe“ (Abb. 133). Es wird für die Sicherung der Firste von größeren Hohlräumen, wie Pferdeställen und Maschinenkammern, benutzt und soll bei großer Festigkeit einen größeren Firstenausbruch entbehrlich machen, wie er bei Gewölben von der vollen Spannweite des Raumes notwendig werden würde. Ein solches Gewölbe besteht aus einer Anzahl kleiner, mit ihrer Achse quer zur Längsachse des Raumes gelegter Stützbögen, die sich beiderseits gegen I-Träger oder Schienen stützen. Bei stärkerem Stoßdruck kann es auch an den Stößen, also in seigerer Lage, eingebracht werden.

**101. — Nachgiebige Mauerung.** Die im vorstehenden beschriebene starre Mauerung eignet sich nur für solche Fälle, in denen entweder die Mauerung überhaupt keinen erheblichen Druck auszuhalten hat, sondern nur den luft- und wasserdichten Abschluß bewirken soll, — oder der zu erwartende Druck mit Sicherheit die Festigkeit des Mauerwerks nicht übersteigen wird. Andernfalls wird nach einiger Zeit das Mauerwerk in Bewegung geraten, Steine werden zerdrückt und zermahlen, größere Keile herausgequetscht und dadurch umfangreiche, betriebstörende und kostspielige, vielfach auch gefährliche Ausbesserungsarbeiten notwendig gemacht werden. Zur Vermeidung dieser Übelstände wird heute in druckhaftem Gebirge auch die Mauerung nachgiebig ausgestaltet.

Eine gewisse Nachgiebigkeit wird bereits dadurch erzielt, daß man auf das Gewölbe verzichtet und statt der Mörtelmauerung trockene Bergmauerung verwendet, auf die gemäß Ziff. 55 (S. 61 u. f.) Eisenschienen oder Rundhölzer als Kappen gelegt werden. Man erhält so den oben erwähnten Ausbau mit „Firstenbänken“, auf dessen Nachgiebigkeit bereits aufmerksam gemacht worden ist. Ein weiteres Nachgeben kann bei Scheibenmauern durch das bereits mehrfach erwähnte Einpressen in eine nachgiebige Sohle ermöglicht werden. Jedoch wird dieses Eindrücken, das beim Ausbau in Holz oder Eisen sehr leicht erfolgt, durch die größere Dicke der Mauern erheblich erschwert und bringt, wie in Ziff. 13 ausgeführt, in stärker beanspruchten Förderstrecken unliebsame Förderstörungen mit sich.

Eine größere Nachgiebigkeit wird dadurch ermöglicht, daß gemäß Abb. 134 in die Mauer und auf sie Quetschhölzer gelegt werden. Man kann dann auch mit Gewölbemauerung einen nachgiebigen Ausbau herstellen. Ein solcher Ausbau erhält eine gewisse Beweglichkeit, die in den meisten Fällen die Benutzung der Strecke nicht übermäßig beeinträchtigt. Diese Beweglichkeit gestattet, einen Vorteil auszunutzen, den die Grubenmauerung vor Bauten

über Tage voraus hat und der darin besteht, daß die ausweichenden Teile an dem Gebirge einen starken Gegendruck finden, der sie in der neuen Lage festhält, ohne daß deshalb der Ausbau zerstört werden müßte. Diese letztere Wirkung tritt vielmehr im allgemeinen erst dann ein, wenn das Gewölbe an irgendeiner Stelle bis zur geraden Linie durchgedrückt ist.

Zu berücksichtigen ist bei den Holzeinlagen jedoch, daß Holz größere Druckfestigkeit als Ziegelmauerwerk haben kann, da für letzteres die Bruchbelastung zwischen 100 und 300 kg/cm<sup>2</sup> schwankt, während Fichten- und Kiefernholz, in der Faserichtung beansprucht, 230—300 kg/cm<sup>2</sup> aufnehmen kann und bei Eichen- und Buchenholz die Druckfestigkeit in der gleichen Richtung sogar zwischen etwa 320 und 360 kg/cm<sup>2</sup> schwankt. Quer zur Faser geht freilich die Druckfestigkeit auf 35—75 kg/cm<sup>2</sup>, für Nadelholz und 75—140 kg/cm<sup>2</sup> für Eichenholz herab. Allerdings werden die Hölzer,

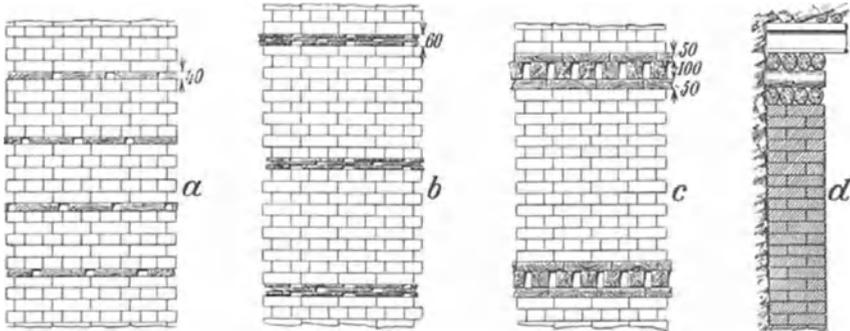


Abb. 134. Verschiedene Ausführungen der nachgiebigen Mauerung.

da sie mit Zwischenräumen verlegt werden, je cm<sup>2</sup> stärker als das Mauerwerk beansprucht.

Man kann die Holzeinlagen in geringeren und größeren senkrechten Abständen einbringen, indem man im ersteren Falle dünnere Bretter (Abb. 134a und b), im letzteren stärkere Pfostenstücke (Abb. 134c) einlegt. Einlagen aus dickeren Hölzern müssen, wie die Abbildung zeigt, zwischen Bretterlagen gelegt werden, damit sie sich nicht zu stark in das Mauerwerk, dessen Gefüge zerstörend, eindrücken. Notwendig ist die Belassung von Luftzwischenräumen zwischen den Pfosten und Brettern, die das Ausweichen der gequetschten Holzmasse gestatten. Abb. 134b zeigt Gruppeneinlagen, die aus je 3 Reihen von Holzbrettern mit den erforderlichen Zwischenräumen bestehen.

Nachteilig ist bei solchen Holzeinlagen die Schwächung des Verbandes im Mauerwerk, die sich besonders dann bemerklich macht, wenn eine geringere Anzahl dickerer Einlagen verwandt wird. Die Mauer kann sich dann bei einsetzendem Seitendruck stückweise hereinschieben. Bei einfachen Scheibemauern mit Eisen- oder Holzkappen gemäß Abb. 134d, die für stärkeren Seitendruck überhaupt nicht bestimmt sind, tritt dieser Nachteil nicht sehr hervor. Er kann sich dagegen in ausgewölbten streichenden Strecken bei flacher Lagerung ungünstig bemerklich machen, wenn der Druck so stark ist, daß Tonschieferbänke auf den Druck der überlagernden Schichten hin nach den Stößen hin ausweichen (vgl. Abb. 8 u. 9 auf S. 7 u. 8). In solchen Fällen

wird man von nachgiebigen Quetschholzeinlagen besser absehen, wenn man nicht geschlossene Ringmauerung anwendet.

Anders ist der Holzausbau zu beurteilen, wenn er gemäß Abb. 135 regelrecht an die Stelle des Steinausbaues gesetzt wird, indem man die Firsten- und Sohlenwölbungen aus Holzbalkenstücken in Verband herstellt. Gemäß den Abbildungen hat man auf Zeche Radbod sowohl für das Firsten- wie für das Sohlengewölbe Läufer von 2 m und Binder von 1 m Länge verwandt und die Läufer mit Versetzen der Stoßfugen in den übereinanderliegenden Reihen verlegt.

Bei einem solchen Ausbau wird zweckmäßig nicht Weichholz, sondern festes Holz verwandt, und man legt bei den Holzgewölben nicht den Schwerpunkt auf Nachgiebigkeit, sondern will die Zähigkeit des Holzes und seine größere Zugfestigkeit im Vergleich mit der Steinmauerung ausnutzen, da Holz, wenn es in geschlossener Masse eingebracht wird, größere Formänderungen ohne stärkere Zerstörungen erträgt. Daher sind nach Abb. 135 auch die in die Seitenmauern nach jeder 5. Steinlage eingebetteten Bohlenstücke nicht mit Quetschfugen verlegt, sondern vollständig als Bestandteil der Mauerung behandelt, so daß sie zwar nur in geringem Maße nachgeben können, andererseits aber auch den Verband nicht schwächen.

Gegenüber sehr starkem Druck versagt aber auch das Holzgewölbe, da es herausgequetscht wird und so der ausgebaut Raum „zuwächst“.

Neuerdings ist man auch auf die Notwendigkeit aufmerksam geworden, in der Längsrichtung der Strecken für einen Ausgleich der Spannungen zu sorgen, wie sie sich ergeben, wenn die Strecke unter den Einwirkungen des Abbaues in ein „Pressungsgebiet“ (vgl. die Erörterungen über „Gebirgsbewegungen im Gefolge des Abbaues“ im 4. Abschnitt in Band I) gebracht wird. Man sieht dann „Schiebeschlitz“ vor, die je nach der Größe der zu erwartenden Drücke in Breiten von 10—20 cm und in größeren oder geringeren Abständen eingeschaltet und mit weichem Holz ausgefüllt werden, das im Falle stärkerer Bewegungen später wieder herausgerissen werden kann (vgl. auch Abb. 147 auf S. 129, die solche Schlitz beiderseits des Schachtes zeigt).

102. — **Kosten der Mauerung.** Als Grundlagen der Berechnung sind angenommen worden:

Steinkosten für	{ einfache Ringofen-Ziegelsteine . . . . .	35,—	ℳ/1000 St.
	{ Klinker . . . . .	40,—	„/1000 „
Mörtelkosten für	{ einfachen Luftmörtel . . . . .	8,60	„/m <sup>3</sup>
	{ hochwertigen Mörtel . . . . .	17,50	„/m <sup>3</sup>
Mörtelverbrauch je m <sup>3</sup> Mauerwerk		0,3	m <sup>3</sup>
Arbeitslohn je m <sup>3</sup>		9,—	ℳ

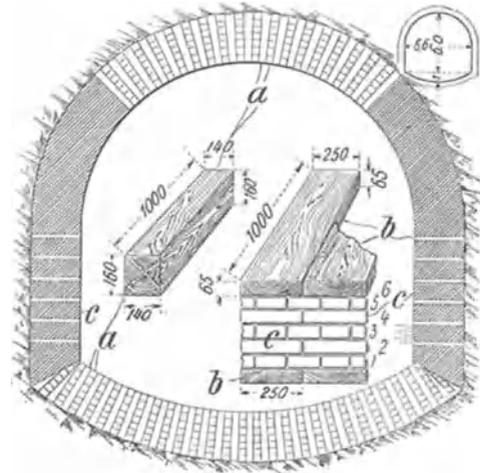


Abb. 135. Füllortausbau der Zeche Radbod.

Demgemäß berechnen sich die Kosten für das laufende Meter Strecke, in Tonnengewölbe auf Scheibenmauern ausgebaut, wie folgt:

Querschnitt	Abmessungen		Ausführung	Steine M	Mörtel M	Löhne M	insgesamt M
	Breite m	Scheitelhöhe m					
I (1 Stein stark)	1,8	2,0	einfach hochwertig	20,— 23,—	3,70 7,55	13,— 13,—	36,70 43,55
II (2 Stein stark)	2,0	2,5	einfach hochwertig	50,50 57,90	9,30 18,90	32,50 32,50	92,30 109,30
III (2 <sup>1</sup> / <sub>2</sub> Stein stark)	3,0	2,8	einfach hochwertig	74,20 84,80	13,70 27,80	47,70 47,70	135,60 160,30

## 2. Betonausbau<sup>1)</sup>.

103. — **Überblick.** Da reiner Zement etwa 35—50 M je t kostet, so kommt er nur in besonderen Ausnahmefällen (z. B. beim Schachtabteufen) zur Anwendung. Im übrigen wird er stets in Mischungen verwendet, die unter der Bezeichnung „Beton“ zusammengefaßt und je nach ihrem größeren oder geringeren Zementgehalte als „fett“ oder „mager“ bezeichnet werden. Verstärkt man diesen einfachen Beton durch Eiseneinlagen, so ergibt sich der Eisenbeton oder eisenbewehrte (armierte) Beton.

### c) Einfacher Betonausbau.

104. — **Betonmischungen.** Als Zuschlag kommt zunächst Sand in Betracht, der mit dem Zement gemäß den Ausführungen in Ziff. 92 den „Mörtel“ bildet. Die anderen Zuschläge sind grobkörnig und bestehen aus Kies, Schlacke oder Kleinschlag von harten Steinen wie Sandstein, Granit, Basalt u. dgl. Der Billigkeit halber wird auch Ziegelschrot verwendet; doch ist der damit hergestellte Beton nicht für hohe Beanspruchungen geeignet, da die Druckfestigkeit der Ziegelsteine, die dann für die Beanspruchung maßgebend ist, diejenige des Zements nicht erreicht.

Die größte Festigkeit bei geringstem Zementverbrauch wird mit Zuschlägen von genügender Härte und verschiedener Körnung erzielt, indem dann die mittleren Korngrößen die Lücken zwischen den größten, die feinsten Korngrößen die Lücken zwischen den mittleren Körnern ausfüllen und der Zement auf alle dann noch verbleibenden kleinen Hohlräume gleichmäßig verteilt wird. Diese Forderung wird am besten erfüllt bei einem Kies, in dem alle möglichen Korngrößen vertreten sind und der daher als „Kiessand“ oder „Betonkies“ bezeichnet wird. Auch zeichnet der Kies sich durch große Druckfestigkeit aus. Andererseits liefert fester Kleinschlag einen Beton von vorzüglichem Zusammenhalt, da seine scharfkantigen Brocken wegen ihrer rauheren Oberfläche fester als Kieskörner am Mörtel haften und wegen ihrer scharfen Kanten einer Loslösung aus der Masse stärkeren Widerstand

<sup>1)</sup> Vgl. auch den auf S. 98 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz von Dr.-Ing. G. A. Meyer; — ferner Betonkalender, Taschenbuch für den Beton- und Eisenbetonbau (Berlin, Wilh. Ernst & Sohn), 1931.

entgegensetzen. Im allgemeinen soll man mit der Korngröße der Zuschläge nicht über 6—7 cm gehen.

Der Wasserzusatz beim Mischen der Betonmasse soll so niedrig wie möglich gehalten werden, da ein Zuviel eine Verdünnung der Betonmasse bedeutet, die ein dichtes Zusammenlagern der einzelnen Teile hindert. Der natürliche Feuchtigkeitsgehalt der Zuschlagstoffe ist dabei zu berücksichtigen<sup>1)</sup>.

Wie beim Zementmörtel ist sowohl bei den Zuschlägen als auch in dem zugesetzten Wasser Schlammgehalt sehr schädlich. Auf sorgfältig gewaschene Zuschläge und klares Wasser ist daher zu dringen.

Das Ausbringen an fertig gestampftem Beton beträgt für Kiesbeton etwa 0,6; d. h. 1 m<sup>3</sup> loser Mischung liefert etwa 0,6 m<sup>3</sup> Stampfbeton. Bei Verwendung von Kleinschlag geht das Ausbringen auf etwa 0,53 zurück.

Im allgemeinen gelten bei Portlandzement für die Druckfestigkeiten der einzelnen Mischungen folgende Verhältniszahlen:

Mischung . . . . .	1 : 3	1 : 4	1 : 5	1 : 6	1 : 7	1 : 8	1 : 10
Verhältniszahl . . .	100	75	60	50	40	35	25

Hat man z. B. die Festigkeit einer Mischung von 1 : 3 durch Versuche zu 300 kg/cm<sup>2</sup> ermittelt, so berechnet sich danach die Druckfestigkeit einer Mischung von 1 : 5 zu  $300 \cdot 0,6 = 180$  kg/cm<sup>2</sup>.

Eine Zusammenstellung verschiedener Betonmischungen gibt nachstehende Zahlentafel:

Lfd. Nr.	Mischungsverhältnis	Verwendungszweck	1 m <sup>3</sup> fertig gestampften Betons erfordert ungefähr			Druckfestigkeit ungefähr kg/cm <sup>2</sup>
			Zement kg	Kies- sand hl	Klein- schlag hl	
1	1 : 5	Maschinen- fundamente	295	10,6	—	170—250
2	1 : 2 : 4		275	4,1	8,2	140—210
3	1 : 6	Stampfbeton in Strecken u. Schächten bei stärkerem Druck	250	10,8	—	130—210
4	1 : 3 : 6		202	4,4	8,7	90—130
5	1 : 4 : 6	Desgl. bei ge- ringerem Druck	175	5,0	7,5	70—110
6	1 : 12		125	10,8	—	50—70

**105. — Ausführung des Betonausbaues. Allgemeines.** Die Druckfestigkeit, Wasserdichtigkeit und Haltbarkeit des Betons hängt sehr wesentlich von der richtigen Herstellung ab. Zu wichtigeren Betonarbeiten sollen daher nur erfahrene und zuverlässige Leute verwendet, auch soll für gute Aufsicht gesorgt werden. Bei der Mischung ist vor allem auf den richtigen Wasserzusatz zu achten. Dieser darf nicht zu früh oder zu spät erfolgen

<sup>1)</sup> S. Glückauf 1930, Nr. 28, S. 933 u. f.; P. Kühn: Der Maßstab der Betongüte bei der Vergebung von Bauleistungen.

und muß auch in der richtigen Menge gegeben werden, da zu wenig Wasser das Abbinden beeinträchtigt und zuviel Wasser die Druckfestigkeit herabsetzt. Bei Verwendung von Betonkies wird Zement und Kies trocken gemischt und sodann erst unter beständigem Durcharbeiten Wasser mittels einer Gießkanne mit Brause zugegossen, wobei man aber die Wassermenge sparsam bemißt, um das Abbinden zu beschleunigen. Wird mit Kleinschlag gearbeitet, so ist dieser zunächst für sich gründlich mit Wasser zu tränken und dann dem mittlerweile trocken hergestellten Zement-Sand-Gemisch unter ständiger Durcharbeitung und sparsamer Befeuchtung wie vorhin zuzusetzen. Nach dem Einbringen ist dann durch weiteres Tränken mit Wasser für einen gleichmäßigen Fortschritt der Erhärtung zu sorgen.

Die Formen des Betonausbaues sind ähnlich wie die der Mauerung. Doch hat man beim Beton viel größere Gestaltungsfreiheit und kann durch Verwendung entsprechender Lehrgerüste beliebige Ausbauprofile herstellen. Insbesondere kommt infolgedessen der nur geringen Firstenausbruch verlangende Korbboogen hier voll zur Geltung. Vorzugsweise dient Beton zur Herstellung von Gewölben auf Scheibenmauern, doch werden neuerdings für größere Druckbeanspruchungen auch geschlossene Kreis- oder Ellipsengewölbe hergestellt, andererseits in weniger druckhaften Strecken auch Betonscheibenmauern mit daraufgelegten Holz- oder Eisenkappen aufgeführt, auch in Strecken mit Lokomotivförderung die Stöße zwischen den Zimmerungen in Wagenhöhe mit Beton ausgestampft, um den Ausbau gegen entgleisende Wagen zu schützen. In allen Fällen muß zunächst eine Verschalung („Einrüstung“, „Lehrgerüst“) eingebracht werden, hinter die der Beton gestampft wird.

106. — Lehrgerüste. Die Lehrgerüste bestehen aus einem hölzernen oder eisernen Gerippe mit einer Verschalung, die meist durch Holzbretter

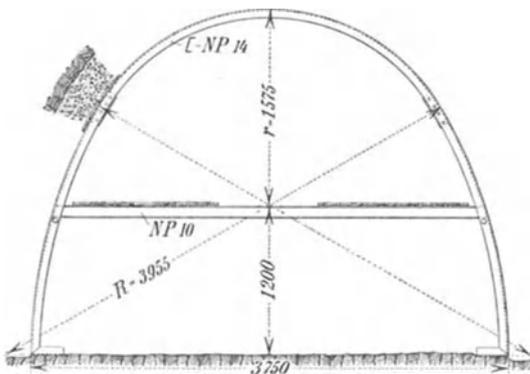


Abb. 136. Lehrbogen aus Profileisen.

gebildet wird, aber auch aus Eisenblechen zusammengesetzt werden kann. Die Verwendung von Eisen (Abb. 136) empfiehlt sich besonders in solchen Fällen, in denen der Streckenquerschnitt auf größere Erstreckungen hin gleichmäßig bleibt, da dann eine möglichst dauerhafte und bequem abzunehmende und wiederaufzubauende Verschalung erwünscht ist. Zum Ausbau unregelmäßiger

Hohlräume dagegen, wie sie bei Aufwältigung von Brüchen sich ergeben, eignet sich Holzverschalung besser, die sich den wechselnden Querschnitten besser anpassen läßt. Außerdem bevorzugt man Holz für die Herstellung größerer Gewölbe, für die Eisengerüste zu schwer und unhandlich werden.

Nach Erhärtung des Betons kann das Lehrgerüst wieder entfernt werden, um weiter vorn von neuem Verwendung zu finden. Je rascher also die Er-

härtung eintritt, um so kürzer braucht die Lehrverschalung zu sein, und um so häufiger kann sie wieder benutzt werden.

Auf den vorhandenen Streckenausbau braucht bei der Betonierung nicht Rücksicht genommen zu werden, da man die Zimmerungen erst im letzten Augenblick, wenn die Betonwand ganz nahe an sie herangerückt ist, zu entfernen braucht. Ist die Strecke stark druckhaft, so kann man den Ausbau auch einfach mit einstampfen.

**107. — Einbringen des Betons.** Der Beton kann als fertige Masse eingestampft werden. Bei dieser als „Stampfverfahren“ bezeichneten Art des Einbringens mengt man die Betonmasse mit genügend Wasser an, füllt sie hinter die Lehrverschalung und stampft zunächst die unteren Teile der Stöße, nachher die oberen und schließlich das Gewölbe aus. Die Leute bedienen sich dabei eiserner Platten, die an hölzernen Stielen befestigt sind. Auch können Stampfhämmer nach Art der Bohrhämmer verwendet werden. Das Stampfen wird so lange fortgesetzt, bis die Masse gründlich festgeschlagen ist, was an dem Austreten von Feuchtigkeit (dem „Schwitzen“) an der Oberfläche erkannt wird.

Eine andere Möglichkeit bietet das Gußverfahren, das über Tage in großem Umfange verwendet wird, sich aber auch im Bergbau bereits eingeführt hat. Nach diesem Verfahren wird der Beton in flüssiger Form mit Hilfe von schwenkbaren Gießrinnen eingebracht, wobei darauf zu achten ist, daß der Wasserzusatz nicht größer als unbedingt nötig genommen wird, da von einer gewissen Grenze ab mit zunehmendem Wassergehalt die Festigkeit abnimmt. Der Gußbeton ist weniger druckfest als der Stampfbeton, sein Einbringen ist aber wesentlich einfacher und billiger. Er eignet sich in erster Linie für einen von unten nach oben fortschreitenden Ausbau, also besonders für den Schachtausbau.

Im Gegensatz zum Stampf- und Gußverfahren wird beim „Preßverfahren“ der Beton erst hinter der Verschalung hergestellt, indem zunächst die Kleinschlag- usw. Beimengungen trocken eingebracht werden und sodann durch eine Rohrleitung flüssiger, reiner Zement unter Druck in sie eingepreßt wird<sup>1)</sup>. Das Verfahren erspart Handarbeit und macht die Herstellung unabhängig von der Sorgfalt des einzelnen Arbeiters. Es gestattet außerdem einen dichten Anschluß und eine Verfestigung des durch die Schießarbeit zerrütteten Gebirges, indem der Zement nach Art des beim Schachtabteufen (s. den folgenden Abschnitt) angewandten Zementierverfahrens in die Gebirgsklüfte eindringt. Andererseits stehen seiner Anwendung die umständlichen und teuren Abdichtungsarbeiten im Wege, die dem Einpressen der flüssigen Zementmilch vorausgehen müssen. Auch läßt sich der Erfolg des Einpressens der Zementmilch nicht unmittelbar überwachen. Im Bergbau wird vereinzelt nach dem Preßverfahren gearbeitet; z. B. macht man davon beim Schachtausbau nach dem Verfahren von François (s. 7. Abschnitt, Ziff. 140—142), ferner in Strecken beim Betonanschluß von Mauer- gewölben an das Gebirge Gebrauch.

<sup>1)</sup> Vgl. Walch: Die Auskleidung von Druckstollen und Druckschächten (Berlin, Jul. Springer), 1926, S. 167 u. f.; — ferner Bauingenieur 1922, Heft 19, S. 599 u. f.; Dr.-Ing. L. Mühlhofer: Neuerungen auf dem Gebiete des Druckstollenausbaues.

**108. — Nachgiebige Ausführung des Betonausbaues.** Der vorstehend beschriebene Betonausbau kann bei der sehr geringen Elastizität des Betons praktisch als starr bezeichnet werden. Durch Holzeinlagen kann man ihn zwar nachgiebig machen, muß dann aber durch Zwischenverschalungen dafür sorgen, daß diese sich zusammendrücken können. Da aber dadurch der Ausbau zu umständlich und teuer wird, so bleibt als einziges Mittel die Umhüllung des Betons mit einer Altholzpackung, die freilich auch wieder eine besondere Verschalung erfordert, da das Holz nicht allseitig von der Betonmasse umgeben sein darf. Im allgemeinen beschränkt man den Stampf-, Guß- und Preßbeton auf diejenigen Fälle, in denen man mit starrem Ausbau auszukommen hofft.

**109. — Das Spritzbetonverfahren<sup>1)</sup>.** Bei dem nach der amerikanischen Bezeichnung Torkret<sup>2)</sup> auch als „Torkretieren“ bezeichneten Spritzbetonverfahren handelt es sich um das Auftragen eines Oberflächenputzes aus Zementmörtel mit Hilfe von Preßluft und Druckwasser. Die Mörtelmischung besteht aus Zement mit Kiessand (nicht über 10 mm Korngröße) und wird zunächst in die auf S. 387 in Abb. 455 dargestellte Doppelschleusenkammer gefüllt, und zwar gelangt sie aus dem Aufgabetrichter durch Öffnung eines Bodendrehsehlers in die obere Kammer und aus dieser durch Betätigung eines zweiten Sehlers in die untere Kammer. An deren Boden kreist das söhlige Zellenrad, das die Masse der Austragöffnung — und durch diese der Rohrleitung — zuführt, in die durch den oberhalb des Zellenrades einmündenden Rohranschluß Preßluft geblasen wird. Am Ende der Rohrleitung mündet das Druckwasser ein, durch das die Mischung die erforderliche Feuchtigkeit erhält. Auf diese Weise gibt man der zu sichernden Fläche einen sehr fest haftenden und sich sehr fest zusammenschlagenden Überzug, dessen Zug- und Druckfestigkeit die des gewöhnlichen Betons erheblich übertrifft und dessen Stärke bei einmaliger Bespritzung 2—3 cm erreicht, durch wiederholte Bespritzung aber noch vergrößert werden kann.

Diese Auskleidung kann zwar nicht als Sicherung gegen stärkeren Gebirgsdruck gelten. Sie hält aber lose Gesteinschalen zurück, schützt das Gebirge gegen Zersetzung durch Luftsauerstoff und Feuchtigkeit und schafft glatte Wandungen mit geringem Wetterwiderstand. Durch Bedecken der Stöße mit einem Drahtnetz, gegen das der Beton gespritzt wird, läßt sich die Widerstandsfähigkeit des Verputzes noch steigern. Auch kann die Mörtelmischung, als dünner Überzug auf Holz- und Eisenausbau gespritzt, diesem eine größere Lebensdauer verleihen.

Die Spritzvorrichtung ermöglicht bei einem Luftverbrauch von 4 bis 6 m<sup>3</sup>/min (mit 2—3 atü Druck) und einer Schichtstärke von 2 cm eine Oberflächenleistung von 8—15 m<sup>2</sup>/h, verarbeitet also während einer Stunde eine Menge von 0,16—0,30 m<sup>3</sup> fester Masse, entsprechend etwa 0,25 bis 0,5 m<sup>3</sup> loser Masse.

<sup>1)</sup> Vgl. auch Deutsche Bauzeitung, Mitteilungen über Zement-, Beton- und Eisenbetonbau, 1921, Heft 10, S. 73 u. f.; H. Schlüter: Das Betonspritzverfahren.

<sup>2)</sup> Das Wort ist durch Zusammenziehung der englischen Worte tector und concrete entstanden.

**110. — Der Ausbau in Betonsteinen.** Da die Druckfestigkeiten, die dem Beton verliehen werden können, diejenigen von gutem Ziegelsteinmauerwerk übersteigen und außerdem sich aus Betonmasse in einfacher Weise Steine von beliebiger Größe und Form herstellen lassen, so hat sich neuerdings der Ausbau druckhafter Strecken in Betonformsteinen in größerem Umfange durchgesetzt.

Die Steine werden über Tage in der Weise hergestellt, daß der fertig angemachte Beton in einzelnen Lagen mit Hammer- oder Stoßstampfern in die Form gestampft wird. Die fertigen Steine müssen mindestens 8—10 Tage lang gelagert und täglich mehrmals mit Wasser getränkt werden. Einzelne Hersteller lassen die Steine auch vollständig unter Wasser lagern, was aber nicht für jede Mischung zu empfehlen ist.

In der einfachsten Form tritt dieser Ausbau als Keilsteinausbau gemäß Abb. 137a auf. Die einzelnen Steine, deren Abmessungen aus der Abbildung ersichtlich sind, werden in selbständigen Ringen, also ohne Seitenverband, aufgebaut, damit jeder einzelne Ring sich unabhängig dem Gebirgsdruck anpassen kann. Die Fugen zwischen den Steinen innerhalb eines Ringes werden durch Pappscheiben oder Holzbretter von etwa 4—5 cm Stärke ausgefüllt, die einerseits eine gewisse Nachgie-

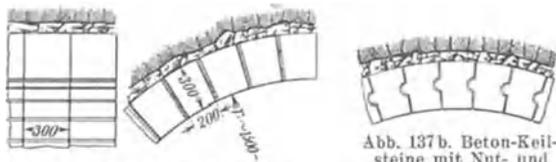


Abb. 137a. Einfache Keilsteine.  
Ausbau in Beton-Keilsteinen.

Abb. 137 b. Beton-Keilsteine mit Nut- und Federverbindung.

bigkeit ermöglichen, anderseits Unebenheiten der Steinoberflächen ausgleichen und zu starke Kantenpressungen zwischen den einzelnen Steinen verhüten. Die Nachgiebigkeit eines solchen Steinverbandes beruht nicht nur auf der Möglichkeit der Verkleinerung des Querschnitts durch Zusammenpressen der Holzeinlagen, sondern auch auf der Möglichkeit der vollständigen Verformung des Querschnitts<sup>1)</sup>, die, ohne zum Bruche zu führen, soweit gehen kann, daß einzelne Steine an Stellen geringeren Gegendrucks vollständig aus dem Verbands heraus ins Gebirge gedrückt werden.

Will man die Steine in ihrer Lage sichern, um (namentlich in Strecken mit Fahrdratlokomotivförderung) einen gewissen Querschnitt dauernd zu halten, so kann man durch Nut- und Federverbindung einen festen Verband zwischen den einzelnen Steinen eines Ringes herstellen (Abb. 137b). Noch weiter geht die Firma Otto Eigen, Industriebau G. m. b. H. in Dortmund, die den Steinen gemäß Abb. 138 gebrochene Radialflächen gibt<sup>2)</sup>, so daß jeweilig vollständige Keilstücke von Gebirgsdruck abgesichert werden müßten, wenn die Steine hereingedrückt werden sollten. Die Quetscheinlagen werden hier in größeren Abständen und dafür größerer Stärke eingebracht. Je nach den Druckverhältnissen wird der Ausbau in Kreisform oder mit flachem Sohlenbogen oder mit offener Sohle hergestellt; im letzteren Falle, den die Abbildung darstellt, ruht der Bogen beiderseits auf besonderen

<sup>1)</sup> Vgl. auch Abb. 11 a u. b auf S. 18.

<sup>2)</sup> S. auch Glückauf 1929, Nr. 37, S. 1280 u. f.; H. Grahn: Grubenausbau in Betonsteinen, Bauart Eigen.

Sohlensteinen, deren Abmessungen aus der rechten Nebenabbildung ersichtlich sind.

Die G. m. b. H. Bauschäfer in Essen verwendet breitere Steine von geringer Wandstärke, die nach Abb. 139 durch eine Rückenrippe verstärkt sind, so daß diese Rippen den Hauptdruck aufnehmen und der übrige

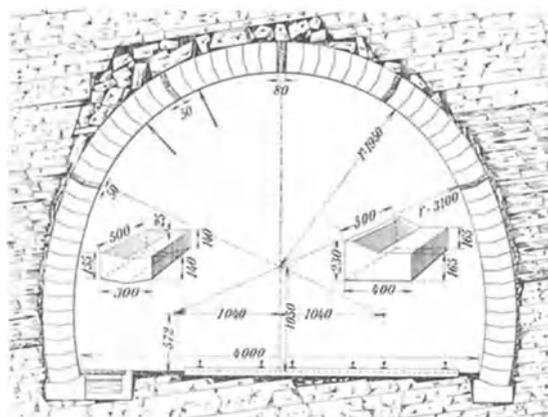


Abb. 138. Ausbau einer dreispurigen Richtstrecke mit eigenen Keilsteinen.

Teil der Steine in erster Linie als Auskleidung dient. Wie die Abbildung zeigt, können die Steine durch ein hindurchgezogenes Drahtseil  $d$  zusammengehalten werden. Dieser Ausbau ist verhältnismäßig billig, kann aber größeren Drücken nicht standhalten.

Die Firma Herzbruch & Axmann in Essen gibt ihren Steinen gemäß Abb. 140 auch im Längsverbande Keilform und legt sie ringweise abwechselnd mit der

breiten (a) bzw. schmalen Seite (b) nach außen. Dadurch wird mittels der mit der Schmalseite nach innen liegenden Steine ein Druck in der Längsrichtung der Steine ausgeübt, der einen festen Zusammenschluß des Ausbaues ermöglichen und dadurch seine Widerstandskraft erhöhen soll. Auf eine selbständige Beweglichkeit der einzelnen Ringe wird also verzichtet. Auch soll

dadurch dem Auftreten von Kantenpressungen infolge Durchbiegens des Ausbaues vorgebeugt werden, zumal auch die so entstehenden Kräfte von breiten Flächen mit entsprechender Druckverteilung aufgenommen werden. Nachgiebige Holzeinlagen können sowohl im Quer- wie im Längsschnitt vorgesehen werden.

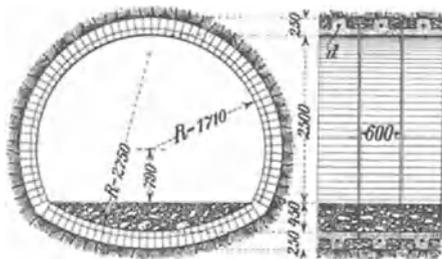


Abb. 139. Ausbau in Betonsteinen nach Schäfer-Hinselmann.

Dem Ausbaufverfahren der Firma Arndt & Baron in Beuthen (O.-S.), das auch von

der Firma Wayss & Freytag in Düsseldorf ausgeführt wird, liegt die Verwendung von Segmentstücken mit verstärkten Köpfen und starken Quetschhölzern zugrunde. Abb. 141 veranschaulicht einen solchen Ausbau und zeigt, daß die einzelnen Teilstücke  $a$  sich während des Zusammenpressens der Quetschhölzer gegenseitig durch Eisendorne führen, die in entsprechende Aussparungen des Nachbarstücks hineingreifen. Im übrigen läßt die Abbildung noch erkennen, daß zur Erzielung weiterer Nachgiebigkeit

ein zweiter Ring aus den Teilstücken *b* um den inneren Ring herumgelegt und gegen diesen durch die Quetschhölzer *c* sowie die durchgehenden Quetschhölzer *d* des Innenringes abgestützt wird; letztere sind in den einzelnen Ringen

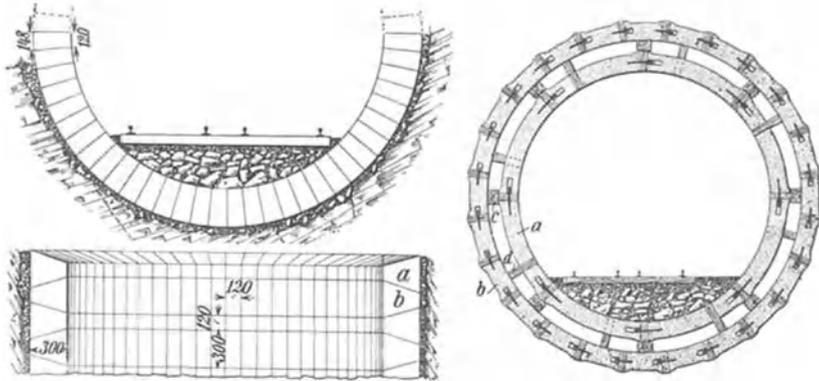


Abb. 140. Keilsteinausbau von Herzbruch. Abb. 141. Doppelringausbau nach Baron.

gegeneinander versetzt. Da der äußere Ring aus wesentlich kürzeren Teilstücken besteht, treten durch den von der Mitte dieser Stücke aufgenommenen Gegendruck der Quetschhölzer keine sehr starken Biegungsbeanspruchungen auf.

111. — **Betonstempel** sind hin und wieder versucht worden, um ihre größere Druckfestigkeit gegenüber Holzstempeln und ihren geringeren Preis gegenüber Profileisenstempeln auszunutzen. Sie haben sich aber beim Türstockausbau wegen ihrer geringen Biegezugfestigkeit nicht bewährt. Besser geeignet sind sie für den Polygonausbau (mit Quetschhölzern zwischen den einzelnen Ausbaustücken), doch treten hier ihre Vorteile wegen der geringeren Länge der einzelnen Teile zurück, während andererseits ihre Unhandlichkeit störend wirkt. Daher haben sich die Betonstempel nicht einführen können.

112. — **Kosten des Betonausbaues.** Für die Berechnung der Kosten des Betonausbaues sollen folgende Angaben zugrunde gelegt werden:

Portlandzement . . . . .	50	ℳ/t
Hochofenzement . . . . .	35	„
Eisenportlandzement . . . . .	40	„
hochwertige Zemente . . . . .	60—70	„
Alcazement . . . . .	140—150	„
Magnesiazement . . . . .	240	„
Zuschläge aus eigenem Betriebe . . . . .	5	ℳ/m <sup>3</sup>
Zuschläge von auswärts bezogen . . . . .	10	„

Hiernach berechnen sich die Kosten je m<sup>3</sup> Stampfbeton bei bester (A), mittlerer (B) und ausreichender (C) Ausführung, wie folgt:

Ausführung und Mischungsverhältnis	Zement		Kiessand oder Zuschläge		Löhne ℳ	Kosten insgesamt ℳ
	Gewicht kg	Preis ℳ	Menge m <sup>3</sup>	Preis ℳ		
A (1 : 3)	450	31,50	1,1	11,—	9,—	51,50
B (1 : 6)	260	13,—	1,2	12,—	9,—	34,—
C (1 : 10)	170	6,—	1,3	6,50	9,—	21,50

Legt man die für das Mauerwerk (Ziff. 102) angenommenen Streckenquerschnitte zugrunde, so errechnen sich die Kosten für 1 m Strecke in Beton- ausbau unter Berücksichtigung der geringeren Wandstärke, mit dem man bei Beton wegen seiner größeren Druckfestigkeit auskommt, wie folgt:

Quer- schnitt	Abmessungen			Kosten je m in Ausführung		
	Breite	Scheitelhöhe	Wand- stärke	A	B	C
	m	m	m	ℳ	ℳ	ℳ
I	1,8	2,0	0,16	42,20	28,—	17,60
II	2,0	2,5	0,30	105,50	69,70	44,10
III	3,0	2,8	0,40	162,50	107,40	64,80

Betonsteine kosten in den üblichen Abmessungen 0,80—1,30 ℳ je Stück, entsprechend 40—65 ℳ/m<sup>3</sup>. Demgemäß berechnen sich die Kosten des Keilsteinausbaues je laufendes Meter für verschiedene Streckenquerschnitte im Kreisausbau nach folgender Zusammenstellung:

Quer- schnitt	Abmessungen			Steine	Löhne	Quetschholz- einlagen (getränkt)	insgesamt
	Sohlen- breite	Scheitel- höhe	Wand- stärke				
	m	m	m	ℳ	ℳ	ℳ	ℳ
I	3,4	2,8	0,3	150—190 <sup>1)</sup>	30,—	} 6—9	186—229
II	3,4	2,8	0,4	270—350 <sup>2)</sup>	40,—		316—399
III	3,0	3,0	0,4	260—340 <sup>2)</sup>	40,—		306—389

<sup>1)</sup> Beton 1:5.

<sup>2)</sup> Beton 1:4.

Beim Baronschen Ausbau kann mit folgenden Kosten je laufendes Meter gerechnet werden, für die einfache, geschlossene Ringe zugrunde gelegt sind:

Quer- schnitt	Sohlen- breite	Höhe	Zement	Zu- schläge	Eisen <sup>1)</sup>	Quetsch- hölzer	Löhne	ins- gesamt
	m	m	ℳ	ℳ	ℳ	ℳ	ℳ	ℳ
I	1,20	1,80	20,—	7,50	0,80	6,60	65,—	99,90
II	2,—	2,—	25,—	8,70	0,90	5,40	75,—	115,—
III	2,40	2,30	32,50	11,50	1,—	6,60	85,—	136,60
IV	3,30	2,65	45,—	14,40	1,50	9,—	110,—	179,90

<sup>1)</sup> Alte Rohre und Bolzen.

### β) Eisenbetonausbau<sup>1)</sup>.

**113. — Bedeutung des Eisenbetons.** Der Eisenbeton beruht auf der Fähigkeit des Zements, mit Eisenteilen, die in ihn eingelegt sind, eine sehr feste und gleichzeitig das Rosten des Eisens ausschließende Haftverbindung einzugehen, so daß die Masse dann bis zu einem gewissen Grade mit den Eigenschaften des Zements (Härte- und Druckfestigkeit) diejenigen des Eisens (Biegsamkeit und Zugfestigkeit) vereinigt. Infolgedessen kann der so verstärkte Beton auch stärkere ungleichmäßige Drücke aufnehmen, die auf eine Veränderung der Querschnittsform und damit auf eine Bieungsbeanspruchung des Ausbaues hinwirken, wogegen der einfache

<sup>1)</sup> Näheres s. in dem auf S. 98 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz von Dr.-Ing. G. A. Meyer, S. 264 u. f.; — ferner M. Foerster, Die Grundzüge des Eisenbetonbaues, 3. Aufl., Berlin, Jul. Springer) 1920.

Betonausbau wie die Mauerung im wesentlichen nur gleichmäßigen Drücken, also reinen Druckbeanspruchungen, gewachsen ist. Abb. 142 veranschaulicht schematisch einen Belastungsfall, für den Beton oder Mauerung wenig geeignet sind, Eisenbeton dagegen vorteilhaft ist. Da der Bergeversatz etwas nachgeben kann, so sucht hier der Druck vom Hangenden her das Kreisgewölbe an beiden Seiten in den Versatz hineinzudrücken und dadurch in eine elliptische Form zu bringen. Infolgedessen entstehen außer den Druckkräften bei  $d_1$  bis  $d_4$  Zugbeanspruchungen bei  $z_1$  bis  $z_4$ , denen der Eisenbeton im Gegensatz zu den beiden anderen Ausbauförmern widerstehen kann. Steht dagegen das Gewölbe unter allseitig gleichmäßigem Druck (z. B. im Schwimmsand), so treten diese Zugkräfte nicht auf,

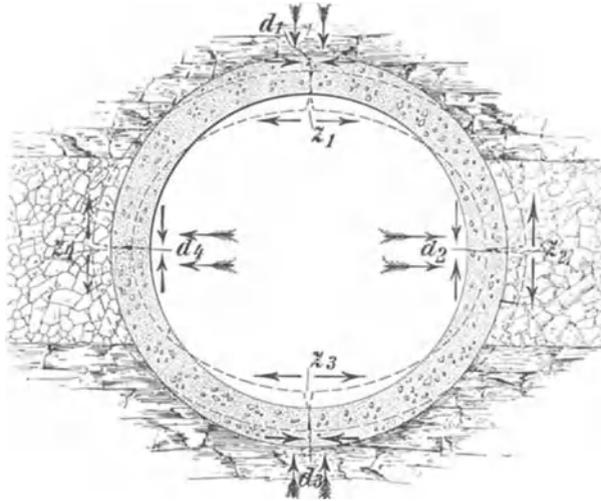


Abb. 142. Schematische Darstellung eines Betongewölbes mit Biegebeanspruchung.

es handelt sich vielmehr um eine reine Druckbeanspruchung, die durch Mauerung oder einfachen Beton zur Genüge aufgenommen werden kann.

Auch bei dem in Abb. 143 dargestellten Belastungsfall eines Firstengewölbes mit geringer Pfeilhöhe wird der Ausbau auf Biegung beansprucht, so daß an der Rückenfläche Druck-, an der Leibungsfläche dagegen Zugkräfte auftreten.

**114. — Herstellung des Eisenbetons.** Die Betonmischung ist insofern eine andere wie beim einfachen Stampfbeton, als zum Erzielen einer dichten und gleichmäßigen Umhüllung der Eiseneinlagen größere Feinkörnigkeit (nicht über 7 mm) erforderlich ist. Infolgedessen herrschen Sand und Schlackensand als Beimengungen vor. Außerdem werden durchweg fettere Mischungen als beim gewöhnlichen Beton verwendet (1:5 bis 1:7), weil der Eisenbeton einerseits mit bedeutend kleineren Mengen Beton auskommen gestattet, so daß Ersparnisse durch Herabdrückung des Zementanteils keine große Rolle spielen, und andererseits nur für besonders stark beanspruchte Grubenräume in Frage kommt, die einen hochwertigen Baustoff erfordern.

Die Eiseneinlagen können von der verschiedensten Art und Stärke sein (von der Eisenbahnschiene bis herab zum Drahtgewebe). Vorzugsweise wird Rundeseisen, seltener Flach- und Profileisen benutzt. Da zu geringe Querschnitte zu wenig Zugfestigkeit ergeben, bei zu großen Querschnitten aber die Widerstandskräfte des Eisens zu wenig verteilt und daher nicht voll ausgenutzt werden, so verwendet man in der Regel für den Ausbau von Querschlägen und Strecken Einlagen von 5—10 mm, für den Ausbau von Maschinenkammern, Füllrörtern u. dgl. solche von 12—20 mm Stärke. Der Billigkeit halber werden auch Litzen von abgelegten Drahtseilen benutzt; doch muß dann sorgfältig auf die Entfernung des Rostes und der anhaftenden Schmiere geachtet werden, weil sonst keine Haftung zwischen Eisen und Beton erzielt werden kann.

Stets müssen die Einlagen durch Haken, Drahtschlingen u. dgl. zu einem festen Netzwerk verbunden werden, das die Betonwand gleichmäßig durchwebt. Es genügt also nicht, planlos Eisenmassen in den Beton zu betten.

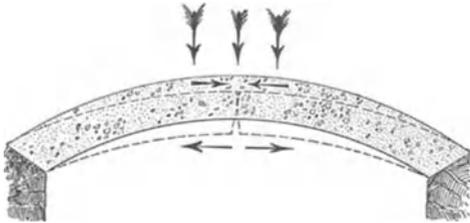


Abb. 143. Kräfteverteilung bei einem Firstengewölbe mit Bieungsbeanspruchung.

Handelt es sich dagegen um geschlossene Gewölbe nach Abb. 142, so ergeben sich sowohl innen als auch außen Zugkräfte; es muß dann also, wenn diese sämtlich aufgenommen werden sollen, eine doppelte Eisenbewehrung (innen und außen) vorgesehen werden (vgl. Abb. 145). Solche zwei Eisennetze werden für größere Beanspruchungen noch durch Querdrähte miteinander verbunden.

Die schon beim einfachen Betonausbau betonte Forderung der sachgemäßen und sorgfältigen Ausführung gilt für den Eisenbetonausbau in verstärktem Maße. Insbesondere kommt hier noch hinzu die Rücksicht auf eine blanke, von Rost und Fett freie Oberfläche der Eisenteile sowie auf Freiheit der Zuschläge von Verbindungen, die durch Zersetzung Säuren liefern und Eisen angreifen könnten.

**115. — Allgemeines über die Ausführung des Eisenbetonausbaues.** Der Ausbau kann an Ort und Stelle durch Umstampfen der Eiseneinlagen mit Betonmasse eingebracht oder aus einzelnen, über Tage hergestellten Stücken zusammengebaut werden. Die Herstellung an Ort und Stelle ist einfacher, bereitet aber im Streckenausbau Schwierigkeiten wegen der mangelhaften Beleuchtung und Beaufsichtigung, die im Verein mit den beengten Raumverhältnissen die vorschriftsmäßige Ausführung erschweren, und wegen der Störung durch Gebirgsbewegungen; diese sind für Eisenbeton besonders schädlich, da sie nicht nur das ordnungsmäßige Abbinden der Betonmasse beeinträchtigen, sondern unter Umständen auch die Eiseneinlagen verbiegen können. Man beschränkt daher neuerdings diesen Ausbau

Diese Eisenbewehrung muß nach Ziff. 113 in die Nähe derjenigen Stellen der Betonmasse gebracht werden, die am meisten auf Zug beansprucht werden. Beim einfachen Gewölbe tritt diese Beanspruchung gemäß Abb. 143 nur an der Innenseite auf, so daß die Eiseneinlage in deren Nähe

in der Grube mehr und mehr auf größere Räume, wo die Arbeitsbedingungen sich mehr denjenigen über Tage nähern und Gebirgsbewegungen erst später zu erwarten sind. Sein Hauptverwendungsgebiet ist heute der Schachtausbau, bei dem die geschilderten Nachteile stark zurücktreten. Für den Ausbau von Strecken aller Art dagegen hat sich neuerdings der Ausbau aus einzelnen Stücken mehr und mehr eingeführt.

116. — **Ausführungsbeispiele für den an Ort und Stelle eingestampften Eisenbetonausbau gewöhnlicher Art.** Wie beim einfachen Betonausbau ist auch hier vor dem Einbringen des Betons eine Verschalung einzubauen, für die im allgemeinen das in Ziff. 106 Gesagte gilt. Bemerkenswert sei nur noch, daß man in ähnlicher Weise wie beim Schachtausbau (vgl. weiter unten, Ziff. 150 und 151) auch für das Ausbetonieren von Strecken ohne Verschalung auszukommen gesucht hat, indem man Formsteine als dauernd eingebaute Verschalung verwendet und mit Beton hinterstampft hat. Jedoch sind diese Versuche zu vereinzelt geblieben, um über das Ergebnis abschließend urteilen zu können.

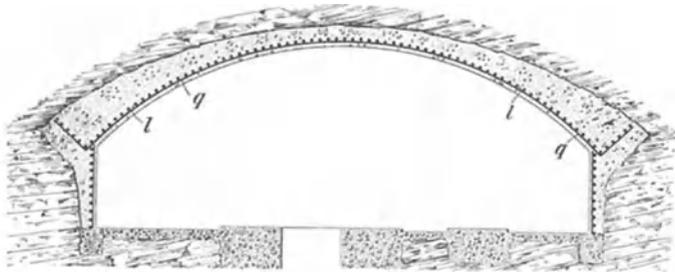


Abb. 144<sup>1)</sup>. Ausbau einer Pumpenkammer in Eisenbeton.  
(Ausführung der Firma Fr. Schlüter in Dortmund.)

Das Einbringen des Betons erfolgt durch Stampfen. Das Preßverfahren, das schon bei gewöhnlichem Betonausbau (Ziff. 107) auf Schwierigkeiten stößt, ist für den Eisenbetonausbau nicht geeignet, da hier auf einen sehr innigen Verband zwischen Eisen und Beton Wert zu legen ist, wie man ihn durch das nicht von außen zu überwachende Einpressen von Zementtrübe nicht erzielen kann.

Um an Zement zu sparen, stellt man vielfach den Anschluß an das Gebirge nicht durch die Eisenbetonmischung selbst, sondern durch einen mageren und grobstückigen gewöhnlichen Beton („Füllbeton“) her. Das empfiehlt sich besonders bei großen Querschnitten, wo wegen größerer Druckkräfte größere Betonmassen eingebracht werden müssen.

Da der Eisenbetonausbau dort angewandt wird, wo Biegungsbeanspruchungen zu erwarten sind, so wird er vorzugsweise als Gewölbe ausgeführt. Nach Möglichkeit sucht man mit dem offenen Gewölbe (Abb. 144 u. 146) auszukommen. Hier wird der Korbboogen bevorzugt (vgl. Abb. 146). Bei geringerem Seitendruck kann man sich nach Abb. 144 für die Stöße auch mit schwachen Betonwänden begnügen, während der Gewölbedruck

<sup>1)</sup> Die Abbildungen 144—146 sind nach den Figuren 20, 24 u. 26 des Aufsatzes von Viebig: Die Verwendung von Eisenbeton beim Grubenausbau Glückauf 1910, Nr. 24/25, S. 872 u. f.) gezeichnet worden.

auf das Gebirge selbst abgeladen wird. Ein Beispiel für das geschlossene, bei starken Drücken anzuwendende Gewölbe gibt Abb. 145.

Den von Franz Schlüter A.-G. in Dortmund ausgeführten Ausbau eines großen Füllorts in Eisenbeton zeigt Abb. 147a—d. Er weist die Besonderheit

auf, daß der Schacht exzentrisch im Füllort steht. Dadurch wird es ermöglicht, die den Schachtausbau *a* tragende Auskragung des Füllorts auf der einen Seite auf ein Mindestmaß zu beschränken (s. Abb. 147a), während auf der Gegenseite (Abb. 147d) der Schachtausbau (hier mit *d* bezeichnet) durchgeht und gegen die gleichfalls in Eisenbeton ausgeführte Auskleidung *b* des „Kellers“ durch einen kräftigen Eisenbetonsteg *c* abgesteift wird, so daß eine Art T-Träger im Eisenbeton entsteht. Der durch die Nische *e* zu-

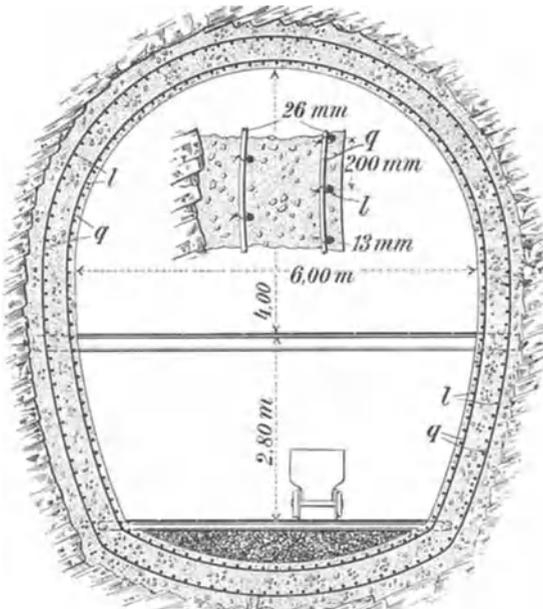


Abb. 145. Großes Füllort in Eisenbetonausbau.

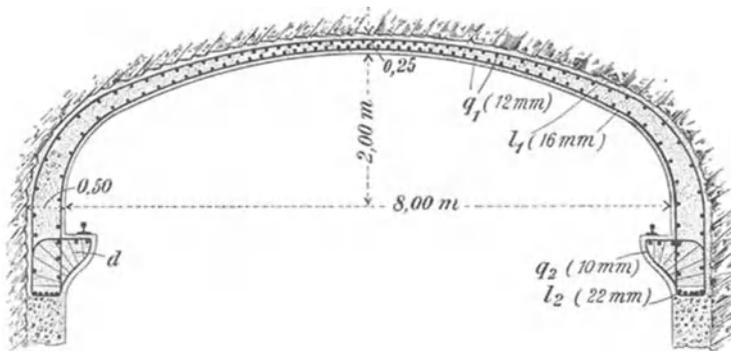


Abb. 146. Eisenbeton-Korbbogengewölbe mit Kranbahn für eine Maschinenkammer. (Ausführung der Eisenbetonbau-Gesellschaft m. b. H. O. Flügel in Mülheim-Ruhr.)

gängliche Keller dient für die Seilfahrt; die Hilfsbühnen II—IV sind durch je zwei Fahrten (Abb. 147b und d) zu erreichen. Das eigentliche Füllort steht in halbelliptischem Eisenbetonausbau mit verstärkten Füßen. Quetscheinlagen an verschiedenen Stellen sorgen für eine gewisse Nachgiebigkeit; sie sind insbesondere (Abb. 147b) auch beim Anschluß des Füllortausbaues an den Schachtausbau vorgesehen.

Für die Verlagerung von Rohrleitungen, Lutten, Kabeln u. dgl. werden die nötigen Haken, Konsolen, Ösen usw. am besten gleich mit einbetoniert, da ihr nachträgliches Einbringen in den schon erhärteten Zement Umstände und Kosten verursacht. In Maschinenräumen pflegt man in gleicher Weise die Konsolen für die Kranbahn mit einzubauen, und zwar werden diese wegen ihrer besonders starken Beanspruchung noch durch schräge Zugdrähte mit den Eiseneinlagen des Betons verankert (Abb. 146).

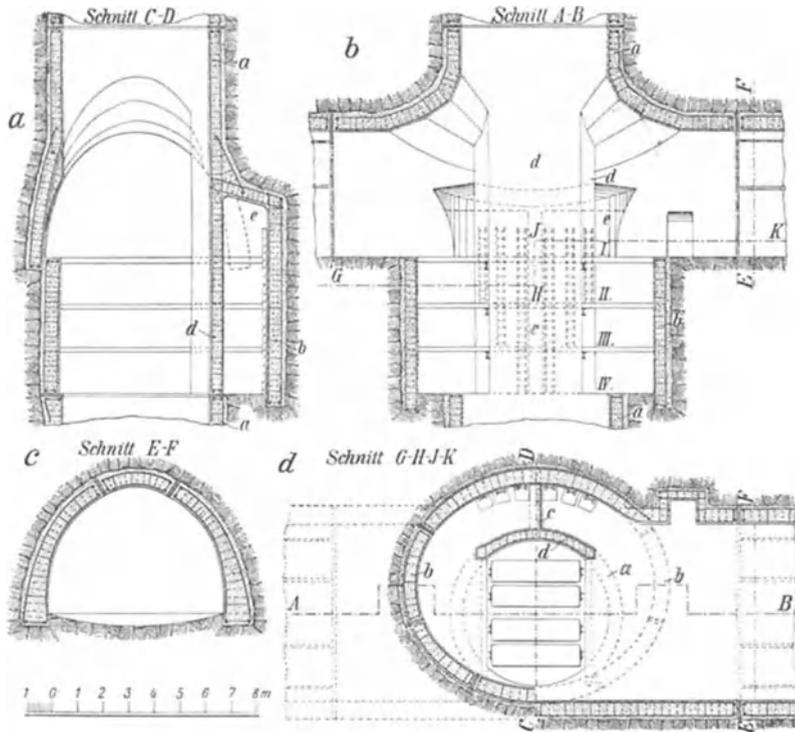


Abb. 147 a—d. Ausbau eines großen Füllorts in Eisenbeton.

Außer den bei den Abbildungen genannten Firmen kommen für die Ausführung von Grubenausbau in Eisenbeton noch die „Wayss & Freytag-A.-G.“ in Düsseldorf und die Firma Fr. Vollrath in Wesel in Betracht.

117. — **Verbundausbau nach Breil.** Der Ausbau in „Verbundtübblings“<sup>1)</sup> nach Wilh. Breil soll zunächst bei unruhigem Gebirge gleich von vornherein Sicherheit schaffen. Er ist durch ein festes Eisengitterwerk aus Profileisen gekennzeichnet, das schon an sich eine bedeutende Festigkeit hat und so den während des Einbaues auftretenden Druck aufnehmen kann.

<sup>1)</sup> Vgl. Glückauf 1916, Nr. 19, S. 389 u. f.; Goldkuhle: Neuerungen auf dem Gebiet des Schacht- und Streckenausbau; — ferner ebenda 1917, Nr. 24, S. 477 u. f.; Straeter: Der Ausbau von Schächten und Grubenräumen nach dem Verfahren von Breil usw.

Darüber hinaus wird dann mit diesem Ausbau auch dauernd eine wesentlich größere Widerstandsfähigkeit als beim einfachen Eisenbeton angestrebt.

Die einzelnen Gitterringe (Abb. 148) werden nach dem Durchmesser, den der auszubauende Grubenraum erhalten soll, gebogen und je nach der Größe des Querschnitts aus 2—6 Teilstücken durch Verschraubung mit Hilfe von Laschen  $l_1$ — $l_3$  zusammengesetzt. Sie bestehen aus inneren und äußeren

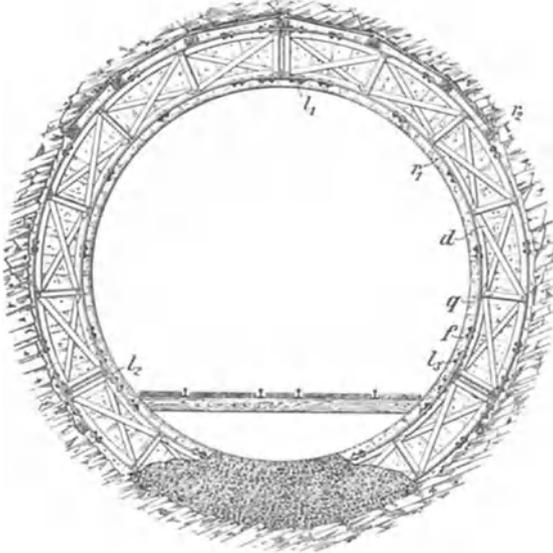


Abb. 148. Doppelspurige Richtstrecke in Breilschem Verbundausbau.

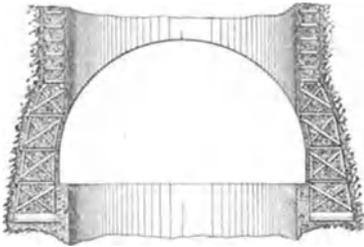


Abb. 149. Füllort in Breilschem Verbundausbau.

Winkelisenringen  $r_1$   $r_2$ , die unter sich durch Schräg- und Querversteifungen  $d$  und  $q$  (letztere in der Abbildung Winkelisen) verbunden werden. Die einzelnen Ringe haben je  $\frac{1}{3}$  m Abstand. Die Verbindung zwischen ihnen in der Längsrichtung der Strecke wird durch angenietete Flacheisen  $f$  hergestellt. Je nach den an die Widerstandsfähigkeit zu stellenden Ansprüchen können die Profile der Winkelisen verschieden stark gewählt werden; auch können doppelte Winkelisen oder T- oder L-Eisen verwendet und statt der verbindenden

Flacheisen Winkelisen benutzt werden. Bei geringeren Beanspruchungen können die Querversteifungen  $q$  wegfallen.

Wie die Abbildung erkennen läßt, erfolgt nach Einbau eines Gitterringes das Einstampfen des Betons von der Sohle aus. Lose Schalen aus der Firste und den Stößen werden durch Holzverzug (s. die Firste) vorläufig gehalten. Im übrigen ist ein verlorener Ausbau nicht erforderlich.

Bei druckhaftem Gebirge wird in Abschnitten von je etwa 3 m Länge gearbeitet, indem jedesmal gleichzeitig ein solcher Abschnitt betoniert und der nächste mit Gitterringen ausgebaut wird. Günstiges Verhalten des Gebirges ermöglicht das Ausbauen und Betonieren in Sätzen von 20—25 m Länge.

Besondere Bedeutung gewinnt der Breilsche Ausbau für Maschinenräume und Füllörter in druckhaftem Gebirge. Abb. 149 läßt den Ausbau eines Füllortes der Schachanlage Constantin der Große XI erkennen und veranschaulicht gleichzeitig den Anschluß des Schachtausbaues an den Füllortausbau. Man sieht, wie auch dieser Verbundausbau die Freiheit der

Formgebung ermöglicht, ohne die Festigkeit in den Verbindungstellen zu stark zu beeinträchtigen.

Der Verbundausbau hat sich in einer Reihe von Ausführungen gut bewährt, ist aber neuerdings durch den Ausbau in fertigen Formstücken verdrängt worden, der billiger zum Ziele führt.

**118. — Nachgiebigkeit beim Eisenbetonausbau.** Für den Eisenbetonausbau gilt, soweit er als Stampfbeton eingebracht wird, das gleiche wie für den einfachen Betonausbau. Zwar ist seine Elastizität und daher seine elastische Nachgiebigkeit größer als beim letzteren, doch bleibt sie gleichwohl in so engen Grenzen, daß man nicht ernsthaft mit ihr rechnen kann. Ein ausreichendes Nachgeben gegenüber hohen Drücken kann hier aber nicht wie beim einfachen Betonausbau durch Quetscheinlagen ermöglicht werden, weil diese den Verband der Eisenbewehrung unterbrechen würden. Es bleibt also nur die Möglichkeit, den Ausbau mit Hilfe von Außenverschalung mit einer Packlage von Rundholz zu umgeben. Doch kommt dieses Verfahren wegen seiner Umständlichkeit und Kostspieligkeit (auch durch den größeren Gebirgsausbruch) im allgemeinen nicht in Betracht, da man in dem Ausbau aus einzelnen Teilstücken ein brauchbares Mittel gefunden hat, den Eisenbetonausbau nachgiebig zu gestalten.

**119. — Der Eisenbetonausbau in fertigen Teilstücken.** Der Ausbau in fertig angelieferten Teilen hat in den letzten Jahren umfangreiche Verwendung gefunden, da er wie beim einfachen Betonausbau die mit dem Stampfen an Ort und Stelle verbundenen Übelstände zu vermeiden und die Vorzüge des Eisenbetonausbaues mit verhältnismäßig geringen Kosten zu erreichen gestattet. Die Zahl der Teilstücke kann zwischen 3 und 14 schwanken; mit ihrer Zunahme steigt die Beweglichkeit des Ausbaues, die noch durch Quetscheinlagen (s. u.) erhöht werden kann, so daß ein vierteiliger Ausbau besonders für sehr starken Druck bevorzugt wird.

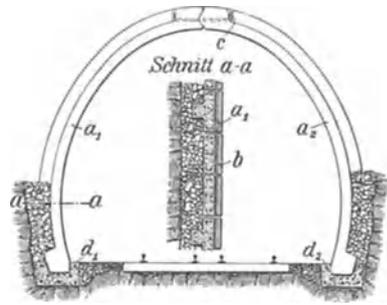


Abb. 150. Walter-Henkel-Ausbau, leichte Ausführung.

Gut bewährt hat sich das Ausbauverfahren nach Walter-Henkel, das die Gewerkschaft Walter in Essen ausführt und das die Abbildungen 150 und 151 in zwei Ausführungen zeigen. Der Ausbau besteht aus zwei Bogenstücken, die in der Firste mit einem Wälzgelenk zusammenstoßen und bei leichter Ausführung rechteckigen Querschnitt haben (s. *b* in Abb. 150), bei schweren Bauarten mit einer Verstärkungs-Rückenrippe versehen werden. Werden die Bogen als offener Ausbau (Abb. 150) aufgestellt, so kommen sie auf Sohlenklötze zu stehen. Soll auch Sohlendruck abgefangen werden, so stellt man sie auf eine schwere Sohlenschwelle (Abb. 151); diese wird dann in der Regel wegen der großen Beförderungsschwierigkeiten, die ihr erhebliches Gewicht verursacht, an Ort und Stelle eingestampft, zumal ja in der Sohle der Regel nach zunächst noch keine Bewegung auftreten wird. Dieser Ausbau mit Sohlenschwelle kennzeichnet sich als Dreigelenkbogen-Ausbau.

Der Ausbau ist an sich nicht, wie seine Ausbildung mit Wälzelenk vermuten lassen könnte, ein beweglicher, sondern nur, wie Eisenbeton überhaupt, elastisch — d. h. bis zum Erreichen der Elastizitätsgrenze — nachgiebig. Er wird erst dann beweglich gemacht und an das Gebirge auf der druckentlasteten Seite angepreßt, wenn das Scheitelgelenk teilweise zerstört wird oder der ausweichende Schenkel durchbricht. Da die hauptsächlich zu fürchtende Druckbeanspruchung bei einseitiger Belastung mit der Pfeilhöhe der Bogen steigt, so verringert man diese in der Regel, indem man statt der Kreiskrümmung die Krümmung nach einer Ellipse oder einer Parabel wählt, wie die Abbildungen zeigen.

Der Ausbau zeichnet sich durch große Widerstandskraft aus<sup>1)</sup>, wird aber wegen seiner vergleichsweise hohen Kosten auf Fälle beschränkt, wo man

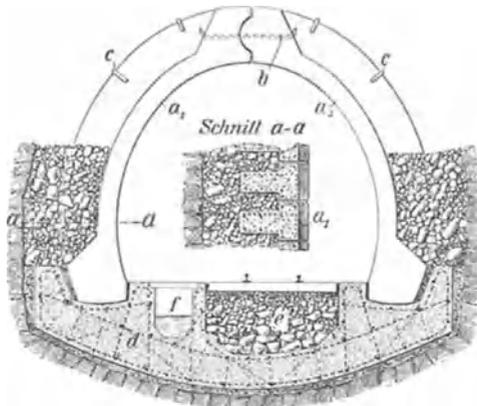


Abb. 151. Walter-Henkel-Ausbau, schwere Ausführung (Dreigelenkbogen).

trotz starker Drücke Wert auf die Erhaltung eines möglichst gleichförmigen Streckenquerschnittes legt. Doch ermöglicht er durch seine Anpassung an die verschiedenen Druckverhältnisse — schwere oder leichte Profile mit und ohne Rippenverstärkung und mit und ohne Sohlenbogen — innerhalb gewisser Grenzen eine Preisabstufung.

Nachgiebig kann der Ausbau in Teilstücken durch Einfügen von Quetschlagen gestaltet werden. Beim Walter-Henkel-Ausbau können diese in das Scheitelgelenk eingelegt werden, doch hält sich die dadurch bewirkte Nachgiebigkeit in engen Grenzen. Der dem Walterschen Ausbau ähnliche Ausbau von Minder<sup>2)</sup>, bei dem die Stoßflächen der drei Teilstücke winkelförmig ineinandergreifen, verstärkt die Nachgiebigkeit durch Einlagen von Quetschhölzern an allen drei Verbindungsstellen. Er ist außerdem durch

2½—3 m lange Einlagen aus Flach- oder Halbrundeisen gekennzeichnet, die, in der Firste mit einbetoniert und in der Längsachse der Strecke liegend, einen gewissen Zusammenhalt zwischen den einzelnen Bögen sichern.

In größerem Umfange nachgiebig ist der Ausbau von Baron. Er erreicht die Nachgiebigkeit durch den in Ziff. 110 geschilderten Zusammenbau aus einer größeren Anzahl von Teilstücken (4—14, je nach dem Grade der gewünschten Beweglichkeit und nach dem Raumquerschnitt). Diese Stücke, die je zwei Eisenbewehrungen mit Quer- und Schrägverbindungen erhalten, werden durch Einlagen aus Quetschholz voneinander getrennt und führen

<sup>1)</sup> S. z. B. den auf S. 96 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz von Braunsteiner.

<sup>2)</sup> Bergbau 1928, Nr. 3, S. 25 u. f.; H. Philipp: Über den Kreuzstein- und den nachgiebigen und beweglichen Dreigelenkbogen-Ausbau von Grubenräumen.

sich während des Zusammendrückens des Ausbaues gegenseitig in der früher erwähnten Weise.

Abb. 152 zeigt im Querschnitt und Grundriß diesen Ausbau als offenen Ausbau einer mit flachen Bogen ausgebauten Strecke. Der Ausbau besteht aus Scheitelstücken *a* (mit zwei kleinen Einlegestücken beiderseits des Mittelstücks), Eckstücken *b* und Stoßstücken *c*. Die Quetscheinlagen sind mit *d* bezeichnet; sie erhalten Bohrungen für den Durchgang der Stahldorne und können durch vorgenagelte Brettchen *e* vorläufig gesichert werden. Die Stahldorne *f* greifen in die Aussparungen *g*. Das Gestänge wird auf durchgehenden Sohlenspreizen *h* verlagert. Quetscheile *i* stellen den vorläufigen Anschluß an die Stöße her. Größere Lücken zwischen dem Ausbau und Gebirge werden durch Rundholzpakungen ausgefüllt.

Abb. 153 veranschaulicht einen sehr kräftigen Ausbau in Kreisform mit 3,5 m Durchmesser, aus 4 unter sich gleichen Teilstücken *a* bestehend, deren Querschnitte gesondert dargestellt sind, und zwar diejenigen der Mittelteile rechts, diejenigen der Kopfteile links. Die Stücke sind nach außen hin zur Erhöhung des Widerstandes dachförmig zugespitzt; sie haben im Mittelteil

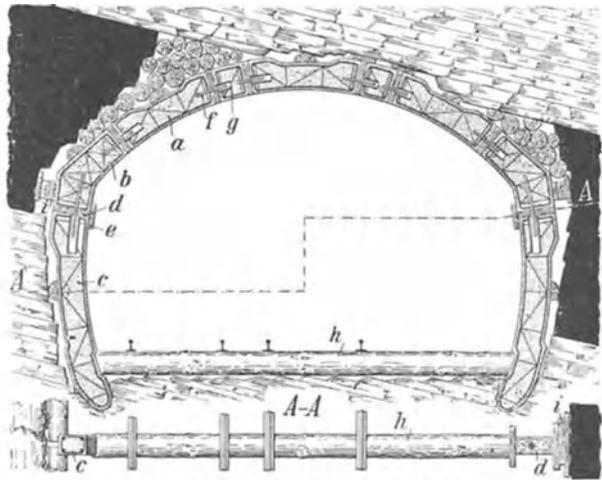


Abb. 152. Offener Baron-Ausbau.

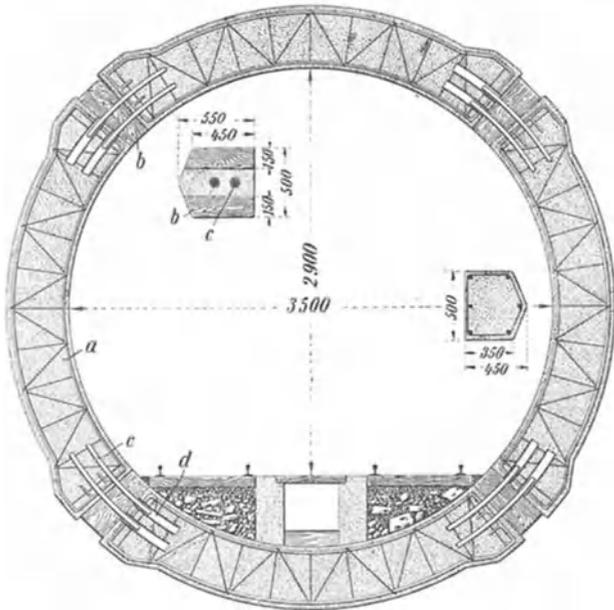


Abb. 153. Geschlossener Baron-Ausbau für starke Beanspruchungen.

3,5 m Durchmesser, aus 4 unter sich gleichen Teilstücken *a* bestehend, deren Querschnitte gesondert dargestellt sind, und zwar diejenigen der Mittelteile rechts, diejenigen der Kopfteile links. Die Stücke sind nach außen hin zur Erhöhung des Widerstandes dachförmig zugespitzt; sie haben im Mittelteil

450 mm größte Tiefe und 500 mm Breite. Die Holzeinlagen *b* sind beiderseits der Dorne *c* angeordnet, die sich wieder in die Aussparungen *d* hineinschieben. Die Stücke liegen hier dicht an dicht, so daß in der Mitte eine Wasserseige mitgeführt werden kann, die durch Seitenwände in Stampfbeton gebildet wird, die ihrerseits wieder als Stützen für die Schwellen dienen.

Ein aus plattenförmigen Eisenbetonsteinen zusammengesetzter Ausbau ist der „Kreuzsteinausbau“ nach Minder<sup>1)</sup>, der aus kreuzartig geformten und ineinandergreifenden Steinen mit doppelter Eisenbewehrung besteht und so einen Verband sowohl in der Längs- als auch in der Querrichtung schafft. Durch Quetscheinlagen in den Fugen kann für Nachgiebigkeit gesorgt werden. Die Steine haben sich auch im Schachtausbau bewährt und werden hier noch näher beschrieben werden (vgl. Ziff. 150).

**120. — Kosten des Eisenbetonausbaues.** Für die Kosten des Eisenbetonausbaues sollen zunächst die früher (Ziff. 112) angegebenen Betonkosten zugrunde gelegt werden. Dazu treten die Kosten für die Eiseneinlagen, deren Gewicht im allgemeinen mit 25—40 kg je m<sup>2</sup> Streckenwandung, entsprechend etwa 120—150 kg/m<sup>3</sup>, angenommen werden kann. Der Lohnaufwand soll für die Herstellung der Eiseneinlagen mit 50—60 *M* je Tonne Eisen, für das Stampfen des Betons mit 10—12 *M*/m<sup>3</sup> eingesetzt werden.

Demgemäß berechnen sich die Kosten für 1 m<sup>3</sup> Eisenbeton wie folgt:

Beton . . . . .	25—45 <i>M</i>
Eisen . . . . .	20—25 „
Löhne . . . . .	16—20 „
insgesamt	61—90 <i>M</i> .

Die Kosten für 1 laufendes Meter Strecke mit den in Ziff. 102 für Mauerwerk angenommenen Querschnitten, aber entsprechend geringeren Wandstärken (18 und 22 cm), ermitteln sich hiernach gemäß folgender Zusammenstellung:

Quer- schnitt	Beton <i>M</i>	Eisen <i>M</i>	Löhne <i>M</i>	insgesamt <i>M</i>
II	28,80—51,80	23,00—28,80	18,40—23,00	70,20—103,60
III	41,70—75,00	33,40—41,70	26,70—33,40	101,80—150,10

Für den Bogenausbau nach Walter-Henkel können folgende Kosten angenommen werden:

Strecken- querschnitt m <sup>2</sup>	Werkstoffe <i>M</i>	Löhne <i>M</i>	insgesamt <i>M</i>
4,50	330—350	25—30	355—380
8,—	400—430	35—40	435—470
10,—	450—480	40—45	490—525
17,—	640—680	50—55	690—735

Für den Ausbau nach Baron ist mit folgenden Kosten zu rechnen:

<sup>1)</sup> Vgl. Bergbau 1926, Nr. 19, S. 283 u. f.; H. Philipp: Über den Ausbau in Strecken und Abbauen; — ferner ebenda in dem auf S. 132 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz von H. Philipp.

Strecken- quer- schnitt	Abmessungen		Werkstoffe				Löhne	insgesamt
	Sohlen- breite m	Höhe m	Zement M	Zuschläge M	Eisen M	Quetsch- hölzer M		
I	2,15Ø		20,—	9,—	22,—	5,40	75,—	131,40
II	2,40	2,30	27,50	12,50	31,—	6,60	90,—	177,60
III <sup>1)</sup>	3,30	2,65	40,—	18,—	47,—	4,50	125,—	234,50

### 3. Allgemeines über die Ausbauten in Stein.

121. — **Vergleichender Rückblick.** Der geschlossene Ausbau, wie er bei den Ausbauten in Stein fast ausschließlich herrscht, kommt für Hauptförder- und Wetterstrecken in Betracht, die einen verhältnismäßig großen Querschnitt erhalten und längere Zeit offenzuhalten sind und deren Wetterwiderstand wegen der großen, durch sie hindurchgehenden Wettermengen von Belang ist, so daß möglichst glatte Flächen erwünscht sind. In allen Fällen, in denen der Ausbau in Gewölbeform ausgeführt wird, ist dichter Anschluß an das Gebirge von besonderer Wichtigkeit.

Der Ausbau in Ziegelsteinmauerwerk ist im allgemeinen die schwächste dieser Ausbauten. Er findet also vorzugsweise dort Verwendung, wo kein besonders starker Druck zu erwarten ist und man daher den Vorteil ausnutzen kann, daß seine sorgfältige Ausführung gut überwacht werden und durch Einlagen von Quetschhölzern seine Widerstandsfähigkeit gegen vorübergehende Druckwellen erhöht werden kann.

Der Ausbau in Bruchsteinen verursacht erhebliche Kosten, denen im allgemeinen die mit ihm zu erzielende Widerstandskraft nicht entspricht. Er kommt also nach den bisherigen Erfahrungen hauptsächlich dort in Betracht, wo Bruchsteine von genügender Druckfestigkeit billig zu beschaffen sind und es sich nicht um die Abwehr sehr starker Drücke handelt.

Der Ausbau in Stampfbeton ist bei guter Ausführung und nicht zu magerer Mischung dem Ziegelmauerwerk an Druckfestigkeit überlegen, falls keine Gebirgsbewegungen während der Erhärtungszeit eintreten. Jedoch kommt dieser Vorzug nur zur Geltung, wenn durch Verwendung geschulter Leute und durch strenge Aufsicht die Beobachtung der verschiedenen Regeln für die richtige Behandlung des Betons und die sachgemäße Ausführung der Stampfarbeit gewährleistet wird. Der dichte Anschluß an das Gebirge läßt sich hier besonders einfach und wirksam erzielen. Die je Kubikmeter etwas höheren Kosten gegenüber Ziegelmauerwerk verringern sich dadurch, daß man bei Stampfbeton mit geringeren Wandstärken auskommt (vgl. auch Abb. 201—203 auf S. 161). Nachteilig ist dagegen, daß der Ausbau nur mit besonderen Schwierigkeiten und Kosten nachgiebig ausgeführt werden kann.

In Fällen, in denen es weniger auf Druckwiderstand als auf Herstellung einer glatten Wandung und auf Sicherung der Stöße gegen Luft- und Wasserzutritt ankommt, verdient der Stampfbeton entschieden den Vorzug, da er sowohl nach Wandstärke wie auch nach Zusammensetzung die mannigfachsten Abstufungen gestattet und außerdem in der besonderen Form des Spritzbetons diese Forderungen mit geringen Kosten zu befriedigen ermöglicht.

<sup>1)</sup> Mit flachem Sohlenbogen.

Der Ausbau in Betonformsteinen bietet zunächst den Vorteil einer weitgehenden Anpassungsfähigkeit, da man nicht nur die Stärke und Form der Steine, sondern auch die Zusammensetzung des Betons und die mehr oder weniger sorgfältige Art der Herstellung der Steine den verlangten Querschnitten und Druckwiderständen anpassen kann. Ferner wird die Zahl der Fugen wesentlich geringer und die Herstellung erheblich einfacher als bei Ziegelsteinmauerwerk. Ein Vorzug gegenüber dem Stampfbeton besteht weiter darin, daß die Steine über Tage unter guter Aufsicht hergestellt werden können und daß jeder Ring nach seinem Einbau sofort trägt, während das Erhärten von Stampfbeton durch Gebirgsbewegungen beeinträchtigt werden kann. Ferner ist die Beweglichkeit und Nachgiebigkeit ein Vorteil dieses Ausbaues.

Andererseits leidet er stärker unter ungleichmäßigem Anschluß an das Gebirge, da große Hohlräume hinter ihm, auch wenn sie sorgfältig mit Bergen ausgefüllt werden, immer schwache Stellen darstellen, nach denen hin der Ausbau auszuweichen sucht, namentlich wenn, wie in Abb. 138 angedeutet ist, gleichzeitig an einer anderen Stelle des Querschnitts eine nachgiebige Gesteinslage durchsetzt, die vom Gewölbedruck des Gebirges gegen die Mauerung gepreßt wird. Bei der Mauerung sowohl wie beim Stampfbetonausbau können diese Hohlräume durch Ausmauern bzw. Ausstampfen widerstandsfähiger ausgefüllt werden.

Der Ausbau in Stampfbeton mit Eiseneinlagen gestattet wegen seiner größeren Widerstandsfähigkeit (insbesondere gegen einseitig wirkende Druckkräfte) eine weitere Beschränkung des Ausbauquerschnitts, wodurch sich seine höheren Kosten teilweise wieder ausgleichen. Ihm haftet aber außer der besonderen Sorgfalt, die seine Herstellung erfordert und die nicht leicht zu überwachen ist, der Nachteil an, daß nachgiebige Einlagen nicht möglich sind und daß im Falle seiner Zerdrückung seine Ausbesserung und Erneuerung wegen der Schwierigkeiten, die mit dem Zerschneiden und Entfernen der Eiseneinlagen (namentlich in Schlagwettergruben, wo Schneidbrenner schwierig verwendbar sind) verbunden sind, große Kosten und Zeitverluste erfordert. Für unruhiges Gebirge und große Querschnitte kommt er nur in der Gestalt des Breilschen Ausbaues in Betracht, verursacht dann allerdings sehr erhebliche Kosten.

Der Ausbau in Formstücken aus Eisenbeton ermöglicht dank der sorgfältigen Herstellung seiner Einzelteile große Widerstandsfähigkeit. Er ist daher für starken Druck besonders geeignet. Sofern Verengungen und Verformungen des Querschnitts zulässig sind, kann seine Standfestigkeit durch Einschalten von nachgiebigen Einlagen noch weiter gesteigert werden. Infolge der Anpassungsfähigkeit dieses Ausbaues können seine Abmessungen und die Stärke der Einzelteile nach den zu erwartenden Druckverhältnissen abgestuft werden.

### **C. Allgemeine Gesichtspunkte für die Verringerung der Stein- und Kohlenfallgefahr.**

**122. — Einige Ratschläge der Stein- und Kohlenfall-Kommission.**  
Die große Bedeutung, die den durch Stein- und Kohlenfälle verursachten

Unfällen zukommt (vgl. Abb. 3), hat in Preußen schon zu Beginn des Jahrhunderts zum Einsetzen einer Kommission zur Untersuchung der Ursachen dieser Unfälle und der zu ihrer Verringerung vorzuschlagenden Mittel geführt, die ihre Arbeiten im Jahre 1905 abgeschlossen hat. Diese Kommission hat als Schlußergebnis ihrer Untersuchungen eine Anzahl von Regeln<sup>1)</sup> aufgestellt, die auch jetzt noch zutreffen, soweit nicht veränderte Abbauverfahren andere Bedingungen geschaffen haben.

Im großen und ganzen lassen sich diese Vorschriften unter vier Gesichtspunkten zusammenfassen, nämlich:

1. Verhüten oder Verringern gefährlicher Druckerscheinungen;
2. besondere Maßregeln bei der Ausführung des Ausbaues;
3. Verhalten der Leute gegenüber überhängenden Massen im allgemeinen;
4. allgemeine Maßnahmen.

**123. — Verhüten oder Verringern gefährlicher Druckerscheinungen.** Es handelt sich hier darum, das Gebirge nicht unnötig, nicht zu früh und nicht in zu großem Umfange in Druck zu bringen. In dieser Hinsicht werden folgende Hauptratschläge gegeben:

1. Die vorgerichteten Bauabteilungen sollen möglichst bald in Verhieb genommen werden, damit der Abbau in der Hauptsache durchgeführt sein kann, ehe sich gefährliche Druckerscheinungen zeigen. Demgemäß soll auch der einmal begonnene Verhieb rasch betrieben werden. Es wird sich unter Umständen empfehlen, in drei Schichten zu arbeiten, z. B. wenn es sich um die Gewinnung von Restpfeilern handelt.
2. Die Zahl der Abbaustrecken soll möglichst verringert werden. Ferner sollen die Abmessungen der Strecken in druckhaftem Gebirge nicht größer sein, als unbedingt erforderlich erscheint. Empfohlen wird auch die gemeinsame Vorrichtung benachbarter Flöze, um auch hierdurch die Zahl der Vorrichtungstrecken beschränken zu können.
3. Die Einteilung des Baufeldes durch die Strecken soll so erfolgen, daß die Bildung von spitzwinkligen Pfeilern verhütet wird, weil deren Ecken gefährliche Stellen bilden.
4. Besondere Rücksicht ist auf diejenigen Stellen zu nehmen, an denen der Zusammenhang des Gebirges unterbrochen ist. Solche Gebiete sind einmal Verwerfungen und ferner die Grenzen alter Abbaugebiete, an denen entlang das Hangende durchgebrochen ist. Es soll nach Möglichkeit vermieden werden, in der Nähe solcher Stellen Strecken aufzufahren. Auch sollen in der Regel Verwerfungen als Abbaugrenze gewählt werden, damit sie mit dem Abbau nicht durchörtert zu werden brauchen. Besondere Beachtung verdienen die Stellen, wo zwei senkrecht zueinander wirkende Druckwirkungen zusammentreffen.
5. Was den Abbau selbst betrifft, so wird naturgemäß in erster Linie der Abbau mit Versatz empfohlen und hier für gefährliche Verhältnisse dem Spülversatz der Vorzug gegeben. Der Versatz soll sorgfältig ausgeführt und so rasch wie möglich nachgeführt werden, so daß der Abstand zwischen Versatz und Kohlenstoß im allgemeinen nicht 4 m

<sup>1)</sup> S. die auf S. 70 in Anm. <sup>1)</sup> erwähnten Verhandlungen und Untersuchungen dieser Kommission, S. 265 u. f.: Grundsätze zur Vermeidung von Stein- und Kohlenfall.

überschreitet, bei besonders ungünstigem Gebirge aber auch bis auf etwa 3 m heruntergedrückt wird. Auch hier empfiehlt sich die Benutzung der Nachtschicht, indem diese für die Versatzarbeit mit herangezogen wird. Wieweit die Beseitigung der Spannungen im Hangenden durch Hereinwerfen der unmittelbar hangenden Schichten beim „Selbstversatz“ die Versatzwirkung ersetzen kann, läßt sich noch nicht übersehen. Einstweilen liegen günstige Beobachtungen nach dieser Richtung hin vor<sup>1)</sup>. Bei der Gewinnung soll die Schießarbeit wegen ihrer schädlichen Einwirkung auf Gebirgsfestigkeit und Zimmerung um so mehr zurückgedrängt werden, je ungünstiger die Gebirgsverhältnisse sind.

7. Besondere Gefahr kann das Vorhandensein eines Nachfalles über der Lagerstätte bringen, wenn dieser zu mächtig ist, um gewonnen werden zu können. Bei genügend zäher Beschaffenheit und deutlicher Abgrenzung der obersten Kohlenbank und bei nicht zu geringer Flözmächtigkeit kann Anbau der obersten Bank zum Tragen des Nachfalls in Frage kommen.
8. Besondere Vorsichtsmaßregeln erfordert der Abbau der mächtigen oberschlesischen Flöze. Hier wird grundsätzlich dem Scheibebau mit Versatz (besonders mit Spülversatz) der Vorzug gegeben. Soweit dieser nicht anwendbar ist, sollen nicht zu viele Pfeiler gleichzeitig in Angriff genommen werden, damit das Gebirge über dem geschaffenen Hohlraum nach Möglichkeit vor der Inangriffnahme des nächsten Pfeilers zu Bruch gehen und dieser dadurch vom Druck entlastet werden kann. Das Zubruchgehen ist in der schon von alters her üblichen Weise durch Rauben der Zimmerung zu beschleunigen. Besondere Vorsicht ist beim Abbau von Rest- und Sicherheitspfeilern anzuwenden.

**124. — Vorsichtsmaßregeln beim Ausbau selbst.** Hier sei zunächst mit Hilfe der Abbildungen 154—168<sup>2)</sup> zusammenfassend auf die verschiedenartigen Unfallmöglichkeiten hingewiesen, wie sie sich bei der Herstellung von Aufbrüchen, Gesenken, Querschlägen, Richtstrecken, Grund- und Teilsohlenstrecken, Überhauen und Bremsbergen in flachgelagerten, mäßig und steil geneigten Gebirgsschichten ergeben und in den einzelnen Abbildungen durch kleine Pfeile angedeutet sind.

Als wichtigste Vorschläge der Kommission sind folgende zu erwähnen:

1. die Zimmerung soll nicht dem Ermessen des Hauers überlassen, sondern unter Berücksichtigung der Gebirgs- und Lagerungsverhältnisse genau vorgeschrieben werden, d. h. es soll mit „planmäßiger Zimmerung“ („systematischem Ausbau“) gearbeitet werden.
2. Nach Bedarf sind überhängende Massen durch verlorenen Ausbau abzufangen. Insbesondere soll beim Vorhandensein von Nachfall, Schnitten, Klüften, Sargdeckeln und in der Nähe von Bruchlinien (Störungen,

<sup>1)</sup> Vgl. den auf S. 72 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von Dr.-Ing. Winkhaus.

<sup>2)</sup> Nach dem von der Knappschafts-Berufsgenossenschaft in Berlin herausgegebenen Merkblatt.

Grenzen alter Abbaue) mit Vortreibezimmerung (vgl. Ziff. 61 u. f.) und sorgfältigem Verzug gearbeitet werden.

3. Eines besonders sorgsam Ausbaues bedürfen Streckenkreuzungen aller Art und die unteren und oberen Ecken von Pfeilerstößen, da an solchen Stellen zwei zueinander senkrechte Druckkanten im Gebirge auftreten. Namentlich die Bergekippstellen erfordern sorgfältige Beachtung.
4. Von der Betriebsleitung ist dafür zu sorgen, daß Ausbauholz stets in genügender Menge zur Verfügung gestellt wird.
5. Auskesselungen in der Firste von Strecken sind besonders zu berücksichtigen, da sie Unruhe im Gebirge anzeigen können und außerdem aus der Firste herabfallende Klötze Unfälle herbeiführen und auch die Zimmerung umwerfen können. Sie sollen entweder verfüllt oder sehr kräftig verbaut werden.
6. Für den Abbau der mächtigen Flöze in Oberschlesien werden Orgeln besonders empfohlen, falls nicht das Hangende von sehr guter Beschaffenheit ist oder das Bein gut stehenbleibt.
7. Auch des Schachtabteufens wird gedacht, indem für das Abteufen in gebrächem und druckhaftem Gebirge eine besonders vorsichtige Verpfählung der Stöße und eine sorgfältige Verspreizung des verlorenen Ausbaues verlangt wird.

**125. — Besondere Maßregeln gegenüber überhängenden Massen.**

Überhängende Massen im Hangenden sowohl wie auch in der Lagerstätte selbst stellen eine besondere Gefahr dar. Zur Abwehr werden folgende Maßregeln empfohlen:

1. Die Gewinnungsarbeiten sollen in gesicherter Stellung, d. h. nach Möglichkeit nicht unter überhängenden Massen erfolgen, damit keine Unfälle durch herabstürzende Teile der Lagerstätte herbeigeführt werden können. Besonders bei steilem Einfallen ist Vorsicht geboten. Es wird hier grundsätzlich der Verhieb von oben nach unten empfohlen. Wird die Lagerstätte bankweise gewonnen, so wird die Gewinnung der Oberbank vor der Unterbank im allgemeinen ratsam sein; doch muß hier auf die Gewinnbarkeit beider Bänke überhaupt Rücksicht genommen werden.
2. Bei steiler Lagerung sind Schutz Bühnen unter überhängenden Teilen der Lagerstätte einzubauen.
3. Mit besonderer Sorgfalt muß beim Auswechseln und beim Rauben der Zimmerung gearbeitet werden. Beim Auswechseln sollen die losen Massen vor Einbringen der neuen Zimmerung durch verlorene Stempel u. dgl. abgefangen werden. Das Rauben soll nur unter Aufsicht erfahrener Hauer und bei großer Ruhe in der Nachbarschaft, d. h. nicht in der Förderschicht, vorgenommen werden.
4. Bei der Schießarbeit ist das Bereißen nach dem Schuß mit besonderer Vorsicht auszuführen. Da die Nachschwaden die Beobachtung des Gebirges erschweren, so soll vor dem Bereißen ihr Abziehen abgewartet werden. Nach Möglichkeit soll jede Kameradschaft die von ihr abgetanen Schüsse selbst bereißen.

**126. — Maßnahmen allgemeiner Natur.** Außer den vorstehend behandelten Einzelmaßregeln kommen noch gewisse allgemeine Grundsätze in Betracht, deren wichtigste folgende sind:

**Aufbrüche bzw. Gesenke.**



Abb. 154.  
Steiles Einfallen.

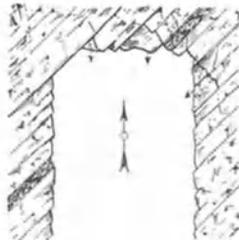


Abb. 155.  
Mittleres Einfallen.

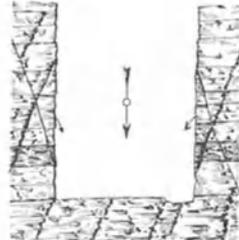


Abb. 156.  
Flaches Einfallen.

**Überhauen.**



Abb. 157.  
Steiles Einfallen.

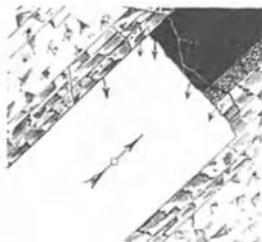


Abb. 158.  
Mittleres Einfallen.

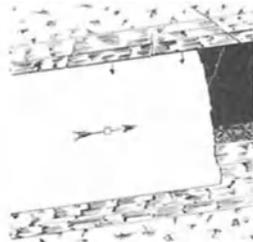


Abb. 159.  
Flaches Einfallen.

**Querschläge.**

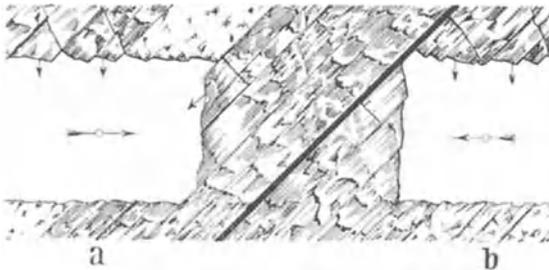


Abb. 160.  
Mittleres Einfallen, Auffahren ins Liegende bzw. ins Hangende.

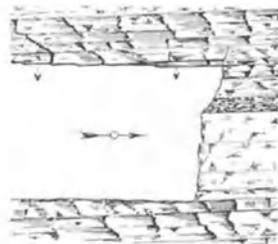


Abb. 161.  
Flaches Einfallen.

**Richtstrecken.**

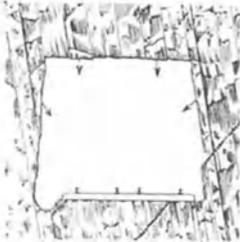


Abb. 162.  
Steiles Einfallen.

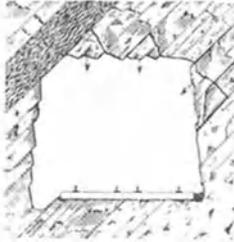


Abb. 163.  
Mittleres Einfallen.

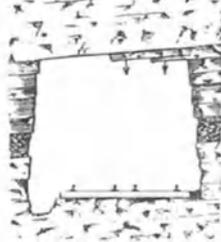


Abb. 164.  
Flaches Einfallen.

**Flözstrecken.**



Abb. 165.  
Steiles Einfallen.

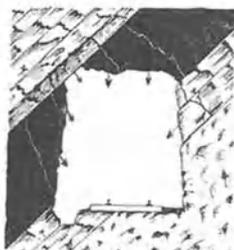


Abb. 166.  
Mittleres Einfallen.

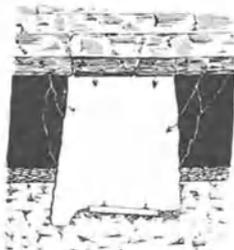


Abb. 167.  
Flaches Einfallen.

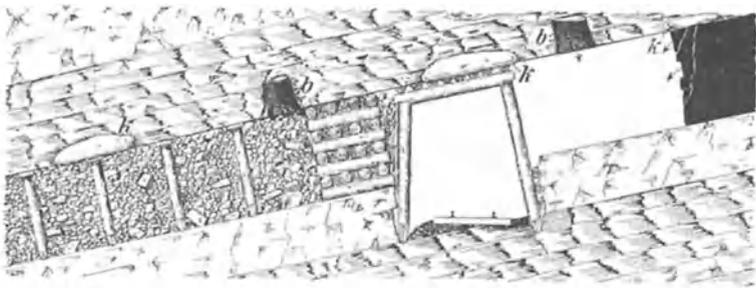


Abb. 168.  
Gefährdung des Abbau- und Streckenbetriebes durch Einlagerungen im Hangenden.

1. In großen Räumen (beim Schachtabteufen, beim Abbau mächtiger Flöze, beim Ausschließen von Füllörtern und anderen großen Hohlräumen) ist für gute Beleuchtung zu sorgen; ihre Wichtigkeit wird auch für lange Abbaustöße mehr und mehr erkannt.
2. Ferner ist die Überwachung der Leute durch die Beamten wesentlich. Diese wird erleichtert durch die Bildung kleiner Steigerabteilungen und bei besonders gefährdeten Betriebspunkten durch deren zweimalige Befahrung während einer Schicht.
3. Endlich sollen die Beamten fortgesetzt durch Belehren die Arbeiter auf die verschiedenen Möglichkeiten von Unfällen durch Stein- und Kohlenfall und auf die Wichtigkeit der dagegen zu treffenden Maßregeln aufmerksam machen. Das gilt besonders für Gruben mit einer größeren Anzahl fremd zugezogener Arbeiter.

127. — **Verbauregeln.** Der in Ziff. 124 unter 1. erwähnte planmäßige Ausbau ist bereits früher verschiedentlich in Anwendung gewesen und seit dem Schlußbericht der Stein- und Kohlenfallkommission in größerem Umfange eingeführt worden. Gegenwärtig müssen auf den preußischen Steinkohlengruben Verbauregeln von den Verwaltungen erlassen werden. Diese werden zweckmäßig je nach der Beschaffenheit des Nebengesteins, der Mächtigkeit des Flözes, dem Fallwinkel, dem Vorhandensein oder Fehlen von Nachfall und je nach dem Abbauverfahren verschieden ausgearbeitet; außerdem wird in ihnen der Ausbau in Strecken und im Abbau gesondert behandelt. Sie betreffen die Art des Ausbaues, die Abstände der Türstöcke in der Strecken-, der Stempel und Kappen in der Abbauzimmerung, Art und Dichtigkeit des Verzuges u. dgl. Hierhin gehören auch andere Vorschriften, wie z. B. die, daß Strecken in festem Sandstein mit ausgerundetem Querschnitt aufgefahren werden sollen, daß im Abbau der Bergeversatz nicht weiter als 4 m vom Kohlenstoß entfernt bleiben soll usw.

## II. Der Schachtausbau.

128. — **Vorbemerkungen.** Ganz ohne Ausbau werden Schächte nur ausnahmsweise bleiben können. Zulässig ist dies z. B. für Schachtteile, die im festen Steinsalz stehen. Der Schachtausbau nimmt auf dem Gebiete des Grubenausbaues eine besondere Stellung ein, da in Schächten das mit dem Ausbau zu verbindende „Tragewerk“ für die Leitbäume, Fahrten, Rohrleitungen usw., das hier als „Einbau“ bezeichnet zu werden pflegt, von weit größerer Bedeutung als beim Strecken- oder Bremsbergausbau ist. Allerdings greift der Schachteinbau auch in andere Gebiete über: im Abschnitt „Aus- und Vorrichtung“ (s. Bd. I) ist er bei der Einteilung der Schachtscheibe gestreift worden, und auch im Abschnitt „Schachtförderung“ muß von ihm gesprochen werden.

Der Schachtausbau ist für die Kosten des Schachtabteufens von erheblicher Bedeutung, da er gewöhnlich die Höhe der Gesamtaufwendungen stark beeinflußt und unter Umständen mehrfach soviel wie die Herstellung des Schachtes selbst kostet. Von der Wahl des Ausbaues hängt ferner die Querschnittsform des Schachtes ab, da man z. B. den hölzernen Ausbau nur für rechteckige, die Mauerung nur für runde oder viereckig-gewölbte und

den Ausbau mit Gußringen nur für runde Schächte verwenden kann. Schließlich ist für das Gelingen des Wasserabschlusses die Wahl des Ausbaues entscheidend. Bei mächtigerem Deckgebirge und erheblichem Drucke der darin stehenden Wassersäule wird man z. B. stets auf den Gußringausbau als den unter diesen Umständen allein wasserdichten Ausbau zurückgreifen müssen.

Bei blinden Schächten brauchen, obwohl sie unter der Einwirkung des Abbaues starken Drücken unterliegen können, nicht so hohe Anforderungen an den Ausbau gestellt zu werden, da es sich bei ihnen um geringe Fördergeschwindigkeiten und -leistungen handelt und meist auch ihre Lebensdauer nur gering ist.

Auch beim Schachtausbau ist Nachgiebigkeit erwünscht, und zwar insbesondere solche in senkrechter Richtung, um eine allmähliche Verkürzung der Schachtröhre zu gestatten. Mit der wachsenden Tiefe, in der der Abbau umgeht, nehmen die zur völligen Schonung des Schachtes erforderlichen Sicherheitspfeiler infolge der zu berücksichtigenden Bruchwinkel (vgl. Bd. I, 6. Aufl., 4. Abschnitt, Ziff. 193 „Sicherheitspfeiler für den Grubenbetrieb“) einen so außerordentlichen Umfang an, daß die dadurch erwachsenden Abbauverluste nicht mehr getragen werden können. Man bemißt deshalb die Sicherheitspfeiler kleiner, als sie bei völliger Sicherstellung der Schächte bemessen werden müßten, oder aber man entschließt sich zum völligen Abbau der Flöze bis an den Schacht. Im ersteren Falle unterliegen die Schächte in ihren oberen Teilen, im zweiten auch in den unteren mehr oder weniger starken Bewegungen, deren Wirkungen durch Nachgiebigkeit des Ausbaues Rechnung getragen werden muß. Bemerkenswert ist, daß in letzterem Falle auch — allerdings nur örtliche — Längungen der Schachtröhre eintreten können. Dies tritt ein, wenn das Gebirge oberhalb des Abbaufeldes schichtenweise niedergeht und die oberen harten und tragfähigen Schichten noch standhalten, während die unteren sich bereits gesenkt haben<sup>1)</sup>.

Im folgenden soll zunächst der dem oben behandelten Rahmenausbau entsprechende Ausbau mit Gevierten und schmiedeeisernen Ringen und Verzug und sodann der geschlossene Ausbau besprochen und dabei wieder nach den Ausbaustoffen der Ausbau in Holz, Eisen und Mauerung gesondert behandelt werden.

## **A. Der Ausbau mit Gevierten und schmiedeeisernen Ringen mit Verzug.**

### **a) Der Geviertausbau in Holz.**

**129. — Allgemeines.** Bei dem Holzausbau von Schächten bildet ein aus vier Hölzern zusammengesetzter rechteckiger Rahmen, das Geviert, den Hauptbestandteil der Zimmerung. Die langen Hölzer des Rahmens heißen Jöcher, die kurzen werden Kappen (auch kurze Jöcher oder Heithölzer) genannt. Die Verbindung der einzelnen Hölzer zu Gevierten muß

<sup>1)</sup> Glückauf 1921, Nr. 44, S. 1057 u. f.; Dr.-Ing. Marbach: Einwirkungen des Abbaues auf Schächte im Ruhrbezirk und Maßnahmen zu ihrer Verhütung.

sowohl den Seitendruck als auch die nach oben oder unten gerichteten Schubkräfte aufzunehmen gestatten. Das wird durch Verblattungen ermöglicht, für welche die Abbildungen 169 und 170 Beispiele geben. Die einfachste Verblattung ist diejenige nach Abb. 169, bei der jedes Holz sich mit einem

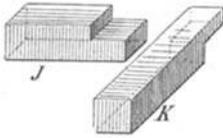


Abb. 169.  
Einfache Verblattung.

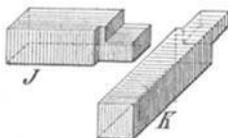


Abb. 170. Zusammengesetzte  
Verblattung.

ander gewährt die zusammengesetzte Verblattung nach Abb. 170, bei der zu der waagerechten noch eine senkrechte Verblattung hinzutritt. Die Hölzer



Abb. 171.  
Ganze Schrot-  
zimmerung.

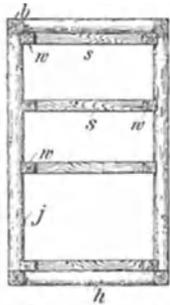


Abb. 172.  
Bolzenschrot-  
zimmerung  
mit Wandruten.

werden scharfkantig zugeschnitten oder auch rund benutzt und um so stärker gewählt, je größer der Querschnitt des Schachtes und der zu erwartende Druck ist. Man bevorzugt für wichtigere Schächte Eichenholz; aber man findet auch häufig Kiefern- oder Fichtenholz. Bei stärkerem Einfallen der Schichten pflegt man den kurzen Stoß in das Gebirgstreichen zu legen, weil dann der größere Druck auf die kürzeren Hölzer entfällt.

130. — Ganze Schrotzimmerung und Bolzenschrotzimmerung. Der Ausbau ist entweder ganze Schrotzimmerung oder Bolzenschrotzimmerung (Abb. 171 und 172). Die ganze Schrotzimmerung besteht darin, daß ein Geviert unmittelbar auf dem anderen liegt, wobei ein Verzug der Stöße sich erübrigt. Diese Zimmerung wird namentlich dann angewandt, wenn ein besonders hoher Gebirgsdruck zu erwarten ist, z. B. in Störungen oder wenn Brüche bereits den Zusammenhang des Gebirges gestört haben.

In früheren Jahren hat man namentlich im belgischen Bergbau versucht, die ganze Schrotzimmerung aus rechteckig geschnittenen, sorgfältig behobelten Hölzern wasserdicht herzustellen, indem man die Fugen durch Eintreiben von Moos und geteerten Hanffäden verdichtete, was auch bei nicht zu starken Drücken in gewissem Maße gelang. Man nannte einen solchen Ausbau „hölzerne Küvelage“.

Bei der Bolzenschrotzimmerung (Abb. 172) liegen die einzelnen Gevierte in einem gewissen Abstände voneinander und sind durch Bolzen  $b$

zusammengehalten. Die Bolzen sind durch die Wandruten  $w$  an den Ecken befestigt, die die Gevierte in einem gewissen Abstand voneinander halten.

verstrebt. Der Abstand der einzelnen Gevierte beträgt meistens 1 m, geht aber bei druckhaftem Gebirge auch bis auf etwa 30 cm herunter.

Ungefähr in Abständen von 5—10 m werden zur Entlastung der Gevierte Tragehölzer in das Gebirge eingebüht. Die Gebirgstöße werden durch einen Verzug aus eichenen oder fichtenen Brettern gehalten.

In festem Gebirge erfolgt das Abteufen und Ausbauen des Schachtes absatzweise, d. h. der Schacht wird zunächst ein Stück abgeteuft und sodann der Ausbau von unten nach oben eingebracht. Ist das Gebirge nicht widerstandsfähig, so wendet man die Unterhängezimmerung an. Es wird hierbei die Schachtsohle jedesmal nur so weit niedergebracht, daß ein neues Geviert eingebaut werden kann, das vorläufig durch eiserne Klammern am nächsthöheren Geviert aufgehängt wird.

Zur Verstärkung der langen Jöcher kann man sowohl bei der Bolzenwie bei der ganzen Schrotzimmerung senkrechte Wandruten *w* (Abb. 172) einbauen, die durch Stempel oder Spreizen *s* gegen die Jöcher *j* angedrückt werden. Gewöhnlich dienen diese Verstärkungen gleichzeitig zur Einteilung des Schachtes in einzelne Trumme. Zum gleichen Zwecke bedient man sich, wenn Wandruten nicht notwendig sind, einfacher Einstriche. Deren Verbindung mit den Jöchern erfolgt in der Regel durch Verschwalbung (vgl. Abb. 68 und 69, S. 66) oder durch Verblattung (Abb. 171).

**131. — Anwendbarkeit, Kosten.** Im allgemeinen wendet man bei wichtigeren Förderschächten, die für eine längere Zeitdauer bestimmt sind, den Holzausbau namentlich wegen der Brandgefahr nicht gern an. Im Oberbergamtsbezirk Dortmund ist er für zutage ausgehende neue und auch für weiter abzuteufende alte Schächte gänzlich verboten. Nur für tonnlägige Schächte, die auf der Lagerstätte niedergebracht werden und deshalb in der Regel rechteckigen Querschnitt besitzen, wird der Holzausbau auch heute noch vorteilhaft sein können. Häufiger findet man ihn im Braunkohlenbergbau, wo vielfach enge Schächte von geringer Tiefe und kurzer Lebensdauer vorkommen.

In großem Umfange dagegen bedient man sich des Holzausbaues in blinden Schächten, da diese in der Regel rechteckigen Querschnitt erhalten und nicht sehr lange zu stehen brauchen und in ihnen wasserdichter Ausbau nicht in Frage kommt.

Hier wird Holz um so lieber gebraucht, als es dem Ausbau von vornherein eine gewisse Nachgiebigkeit verleiht, die jederzeit durch Lüften, d. h. durch Abreißen abgedrückter Gesteinschalen, noch erhöht werden kann. Häufig sucht man auch den Ausbau durch eine Altholz- oder Faschinenpackung gegen die Gebirgsbewegungen zu sichern. Am besten gelingt dies bei flacher Lagerung, so daß man in diesem Falle den Abbau der Flöze ohne Einschränkung bis an den Blindschacht heranzuführt, wobei naturgemäß eine vorübergehende Beunruhigung der Schachtzimmerung in den Kauf genommen werden muß.

Bei steiler Lagerung ist der Abbau in der Nähe der blinden Schächte, soweit man diese nicht ganz in das Liegende der gelösten Flözgruppe setzen kann, bedenklicher, weil hier die Abbauwirkungen sich teilweise in Schubbewegungen gleichlaufend zur Fallrichtung umsetzen (vgl. Bd. I, „Gebirgsbewegungen im Gefolge des Abbaues“). Jedoch zeigt die Darstellung

eines Blindschachtausbaues auf Zeche Consolidation nach Abb. 173 und 174, daß sich auch bei steilem Einfallen eines den Schacht durchsetzenden Flözes ein genügender Schutz des Ausbaues erzielen läßt. Der Ausbau ist hier zunächst mit einer Sandpackung umgeben und dann in weiterem Umkreise am Oberstoß und den beiden Seitenstößen durch einen geschlossenen Halbring von Holzpfailern gestützt, worauf noch eine am Unterstoß stärker ausgeführte trockene Bergemauer folgt.

Die Kosten des Holzausbaues einschließlich der Einstriche, Spurlatten, Fahrten usw. schwanken je nach dem Querschnitte der Schächte, dem Abstand der Gevierte voneinander und der Stärke des Holzes in

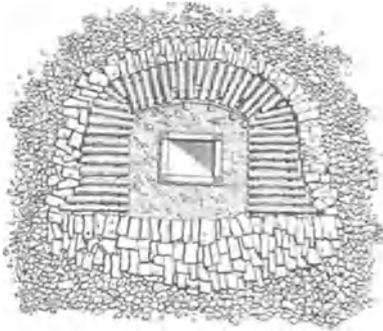


Abb. 173.

Blinder Schacht im alten Mann eines steilgelagerten Flözes.

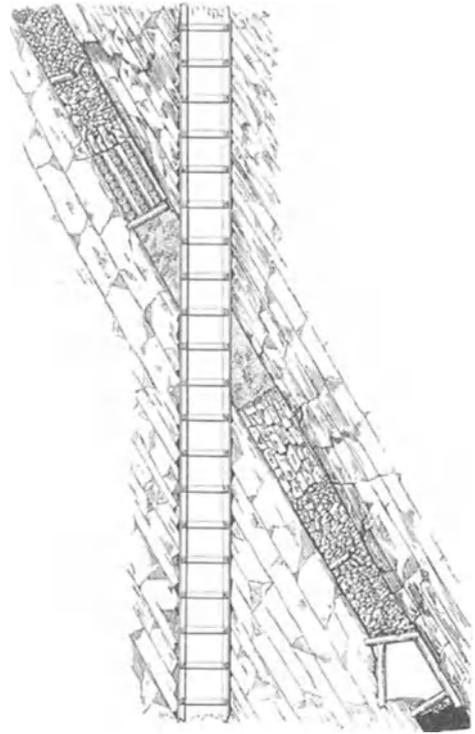


Abb. 174.

weiten Grenzen. Für ein- und zweitrümmige Blindschächte im Ruhrbezirk in den lichten Maßen von  $2,2 \times 2,6$  bis  $3,5 \times 3,6$  betragen sie etwa 60—90 *M.*, wozu noch der Lohnanteil kommt (s. Bd. I, 6. Aufl., S. 499/500).

### b) Der Profileisenausbau.

**132. — Einleitende Bemerkungen.** Man kann einen Ausbau mit schmiedeeisernen Gevierten und einen solchen mit Ringen unterscheiden, je nachdem es sich um rechteckige oder runde Schächte handelt. Beide Ausbauten verschwinden allerdings mehr und mehr, da rechteckige Schächte kaum noch hergestellt werden, während man für runde Schächte meist einen widerstandsfähigeren Ausbau vorzieht. Nur unter besonders einfachen Verhältnissen, die größere Aufwendungen nicht verlohnen, werden diese Ausbauten noch als endgültige Schachtauskleidung angebracht sein.

**133. — Ausbau rechteckiger Schächte.** Der eiserne Ausbau mit Gevierten wird für rechteckige Schächte namentlich dann gern benutzt, wenn die Auswechslung eines alten Holzausbaues in Frage kommt. Die

Gevierte werden aus **I**-Eisen (Abb. 175), aus **L**-Eisen oder auch aus zwei mit den Rücken aneinander genieteten **L**-Eisen (Abb. 176) zusammengesetzt. Die Teile stoßen in den Ecken mit schrägem Schnitt gegeneinander und werden verlascht (Abb. 175), oder sie werden ähnlich wie Hölzer miteinander verblattet. Es läßt sich dies, wie Abb. 176 zeigt, besonders gut machen, wenn zwei **L**-Eisen in der erwähnten Weise miteinander vernietet sind. Der Abstand der Gevierte voneinander richtet sich nach der Gebirgsbeschaffenheit und beträgt etwa 1 m. Um das Gewicht des Ausbaues auf das Gebirge zu übertragen, baut man entweder von Zeit zu Zeit Trageisen *t* (Abb. 175) ein und verbindet die einzelnen Gevierte durch Bolzen *b* miteinander, oder man schiebt in gewissen Abständen ein Geviert mit verlängerten Eisen in der aus Abb. 176 mit gestrichelten Linien kenntlich gemachten Art ein, dessen überragende Enden *t* in das Gebirge eingebüht werden. Im übrigen entspricht der Ausbau dem Holzausbau. Die Einstriche lassen sich an Winkel-eisen, die mit dem Eisen des Geviertes verschraubt werden, leicht und sicher befestigen.

Auf Zeche Langenbrahm hat man in wenig druckhaftem Gebirge die Schachtstöße dadurch gesichert<sup>1)</sup>, daß man den Raum zwischen den einzelnen Gevierten mit Mauerwerk in einer Stärke von einem halben Stein ausmauerte. Die glatte Auskleidung ist für die Wetterführung günstig, auch wird der Schacht betriebsicherer, da er von herabfallenden oder sich lösenden Gesteinstücken nicht gesäubert zu werden braucht.

Die Kosten des eisernen Ausbaues von viereckigen Schächten sind erheblich größer als die des Holzausbaues. Man kann etwa annehmen, daß bei einem Schachte von  $4 \times 4$  m Querschnitt und bei einer Entfernung der Gevierte von 1 m der eiserne Ausbau 360  $\mathcal{M}$  je 1 m kostet, wovon 250  $\mathcal{M}$  auf den Baustoff und 110  $\mathcal{M}$  auf Löhne zu rechnen sind.

**134. — Ausbau runder Schächte.** Der Ausbau mit schmiedeeisernen Ringen ist in der Regel ein vorläufiger (verlorener) und nur in Ausnahmefällen ein endgültiger. Als vorläufiger Ausbau eignet sich der Ringausbau vorzüglich zur einstweiligen Sicherung der Stöße und zum Schutze der im

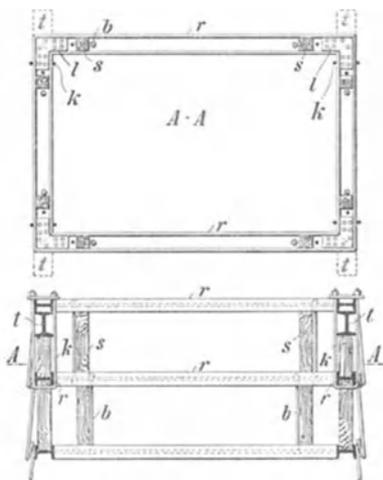
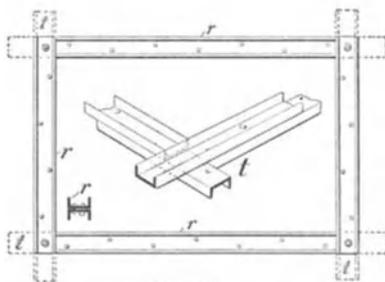


Abb. 175. Schachtgeviert aus I-Eisen.

Abb. 176. Schachtgeviert aus doppeltem **L**-Eisen.

<sup>1)</sup> Bergbau 1930, Nr. 28, S. 421; Stapelausbau in Eisenfachwerk auf Zeche Langenbrahm.

Schachte arbeitenden Mannschaft, wenn der Schacht später durch Mauerung oder Gußringausbau ausgekleidet werden soll. Man setzt die Ringe aus einzelnen Bogenstücken (Segmenten) zusammen, die etwa je 3—4 m lang sind, so daß auf einen Schacht von 5 m lichtem Durchmesser 4 Stücke entfallen. Bei größeren Schachtdurchmessern steigt die Zahl der Stücke

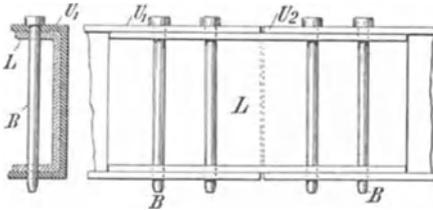


Abb. 177. Verbindung der Segmente bei Schachtringen.

auf 6. Der Querschnitt der Ringe ist gewöhnlich  $\perp$ -förmig (N.P. 20). Die Enden der Bogenstücke stoßen stumpf voreinander und werden, wie dies Abb. 177 zeigt, durch eingelegte Laschen und hindurchgesteckte Bolzen miteinander verbunden.

Statt der Ringe aus  $\perp$ -Eisen hat man gelegentlich auch solche aus anderen Profileisen, insbesondere aus Schienen oder  $\perp$ -Trägern benutzt. Doch eignen sich diese Formen wegen der schwierigeren Herstellung der Verbindungen weniger.

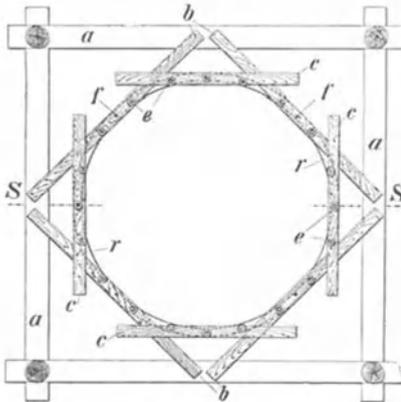
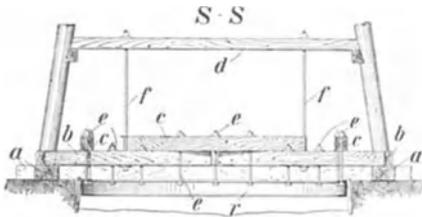


Abb. 178. Aufhängen des ersten Ringes unmittelbar unter der Tagesoberfläche.

Beginnt der Ausbau mit Ringen unmittelbar an der Tagesoberfläche, so muß der erste Ring an besonderen Trägern aufgehängt werden. Abb. 178 zeigt hierfür eine Ausführung, welche die Schachtscheibe frei läßt. Auf den Schachtrahmen  $a a$  sind als Träger die Balken  $b b$  und darüber als Hilfsträger die kürzeren Balken  $c c$  gelegt. An Trägern und Hilfsträgern hängt mittels Schraubbolzen  $e e$  der Ring  $r$ . Zum Teil ist die Last durch die Bolzen  $f f$  auch auf das Geviert  $d$  und damit auf die Rüstbäume übertragen.

Beginnt der Ausbau im Schachte unterhalb eines Mauerfußes, so kann das Aufhängen der Ringe nach Abb. 179 an eingemauerten Bolzen  $h$  erfolgen.

Im Schachte selbst werden zur Unterstützung des Ausbaues in Abständen von etwa 6—8 m Bolzen in das Gebirge getrieben, oder man stützt die Ringe durch eingeschlitzte hölzerne Streben (Abb. 180).

Die Ringe können durch einfache, lose Haken (vgl. die Abbildungen 180 und 189) aneinander aufgehängt oder durch verschraubte Laschen (Abb. 179) miteinander verbunden werden. Der Verzug der Stöße erfolgt in der durch Abb. 181 dargestellten Art oder noch einfacher nach Abb. 182 durch Eichenholz Bretter  $v$ , die mit den aufgenagelten Klötzchen  $k$  auf den unteren

Ring *r* aufgesetzt werden. Häufig verwendet man auch die in Abb. 183 dargestellten Eisenbleche *b*, die eine Stärke von 3—5 mm besitzen und durch ein oben zu einem Haken umgebogenes Flacheisen *v* verstärkt sind. Die Bleche werden mit dem Haken einfach am oberen Ringe aufgehängt, so daß das Anbringen und auch das Fortnehmen dieses Verzuges besonders leicht und bequem vor sich geht. Ein Nachteil ist der geringe Biegungswiderstand der Bleche, falls das Gebirge drückt.

Die Ringe sowohl wie der Verzug können bei einem und demselben Abteufen mehrfach benutzt werden, da sie beim Hochziehen der Mauerung oder Aufbau des Gußringsabsatzes für die Wiederverwendung frei werden. Dementsprechend sind die Kosten, ganz abgesehen

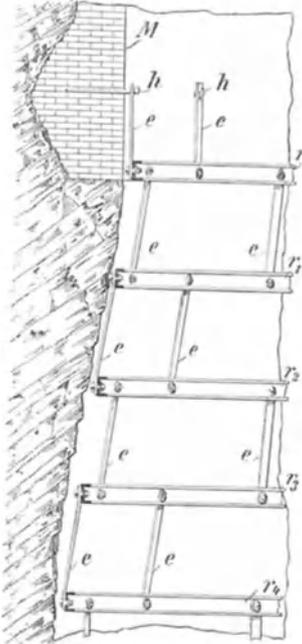


Abb. 179. Verbindung der Schachtringe untereinander durch angeschraubte Flacheisen.

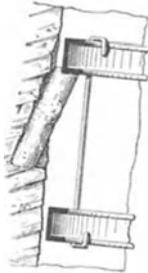


Abb. 180. Abstützen der Schachtringe durch hölzerne Streben.



Abb. 181. Gewöhnlicher Verzug der Stöße.

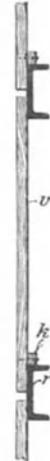


Abb. 182. Verzugbretter mit Aufsatzklötzchen.

von den einfacheren Verbindungen, wesentlich geringer als beim endgültigen Ausbau.

Als endgültiger Ausbau kommen schmiedeeiserne Ringe, da sie einem stärkeren Gebirgsdrucke nicht gewachsen sind, nur in völlig druckfreiem Gebirge in Anwendung. Die Unterschiede gegenüber dem vorläufigen Ausbau liegen darin, daß die einzelnen Bogenstücke durch verschraubte Laschen und die Ringe durch verschraubte Streben *s* (Abb. 184 und 185) miteinander verbunden werden. Der Verzug erfolgt meist durch eichene Pfähle oder Bretter, die dicht aneinander eingetrieben werden. Ihre Haltbarkeit wird zweckmäßig durch Tränkung erhöht.

Zur Unterstützung des Ausbaues werden in Abständen von 6—8 m Träger aus Holz oder Eisen in das Gebirge eingebüht, die da, wo die Einteilung des Schachtes es gestattet, gleichzeitig als Einstriche dienen können. Beim Einbau der Ringe ist auf sorgfältiges Einloten zu achten, wobei

die Ringe durch eingetriebene Keile genau in die richtige Lage zu bringen sind.

Der Ausbau mit eisernen Ringen ist wegen des geringen Eisenverbrauches und des einfachen Zusammenbaues verhältnismäßig billig und

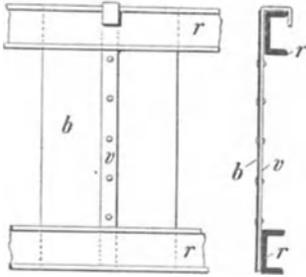


Abb. 183.  
Verzugsblech.

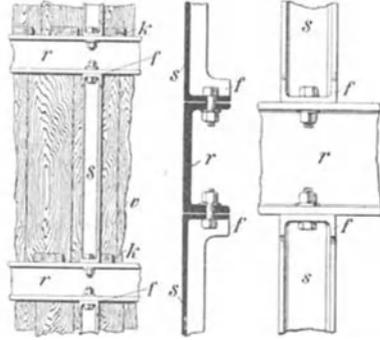


Abb. 184.                      Abb. 185.  
Verbindung der Schachtringe durch eiserne Streben.

ist bei einem Schachte von 6 m lichtigem Durchmesser auf rd. 200  $\mathcal{M}$  je Meter zu schätzen.

Die Kosten verteilen sich etwa wie folgt:

Ring aus $\square$ -Eisen.....	95—115	$\mathcal{M}$
Laschen, Schrauben, Haken...	25 — 40	„
Verzug aus Eichenbrettern ...	35 — 50	„
Löhne .....	15 — 25	„
	Summa 170 — 230	$\mathcal{M}$

## B. Geschlossener Ausbau von Schächten.

### a) Die Mauerung.

135. — **Einleitende Bemerkungen.** Vierböigige und elliptische Schachtmauerungen (vgl. Bd. I, 4. Abschnitt „Schachtscheibe“) stellen eine Anpassung der Mauerung an den rechteckigen Querschnitt dar und werden jetzt für neue Schächte nicht mehr ausgeführt. Nur dort, wo es darauf ankommt, einen alten, rechteckigen Holzschacht nachträglich in Mauerung zu setzen, wird man diese Schachtform bei der Mauerung noch beibehalten. Die neuen, ausgemauerten Schächte besitzen sämtlich eine kreisrunde Schachtscheibe, die mit Rücksicht auf das zwischen dem freien Schachtquerschnitt und dem Mauerinhalt bestehende, günstige Verhältnis und auf die gleichmäßige und sehr hohe Widerstandsfähigkeit gegen äußeren Druck zweifellos am empfehlenswertesten ist.

136. — **Steine und Mörtel.** Was die Baustoffe betrifft, so wird hier auf den Abschnitt „Grubenausbau“ dieses Bandes, S. 95 u. f., Ziff. 86 — 93 verwiesen. Jedoch sind für Schachtmauerung noch einige zusätzliche Bemerkungen zu machen. Von den Ziegeln sind bei trockenem Gebirge solche, die aus Tonschiefer hergestellt sind, wegen ihrer größeren Festigkeit den

Lehmziegeln vorzuziehen. Diese aber sind bei Wasserzuflüssen geeigneter, weil infolge ihrer Rauheit der Mörtel sich besser mit ihnen verbindet und das ganze Mauerwerk dichter wird.

Reiner Luftmörtel (1 Teil Kalk, 2—3 Teile Sand) wird nur da angewandt, wo das Gebirge vollkommen trocken ist. Bei mäßigen Wasserzuflüssen ersetzt man den Sand teilweise durch Traß, bei stärkeren wählt man Zementmörtel, der aus 1 Teil Zement und 2—3 Teilen Sand besteht. In manchen Fällen hat man auch Kalk- und Zementmörtel vermischt angewandt. Für größeren Wasserdruck eignet sich am besten Zementmörtel, der freilich auch am teuersten ist. Es kostet 1 t Zement ungefähr 42—50  $\mathcal{M}$ , 1 t gebrannter Kalk ungefähr 18—20  $\mathcal{M}$ .

Sind Salzwasser abzuschließen oder soll der Mörtel an Salz abbinden, so wählt man am besten, trotz der etwa dreifach höheren Kosten, Magnesia-zement (s. Ziff. 93 S. 103 u. f.). Doch bindet auch gewöhnlicher Zement an Salz und in Salzwasser ab, wenn man die Vorsicht gebraucht, ihn mit einer 20- bis 25-prozentigen Sole anzurühren.

**137. — Mauerungs-Absätze.** In Schächten von geringer Teufe (bis etwa 100 m) erfolgt bei genügend standhaftem Gebirge das Ausmauern in einem Satze, nachdem der Schacht fertig abgeteufelt ist. Sind Wasserzuflüsse vorhanden, so kann man den Wasserspiegel mit dem Hochziehen der Mauerung aufsteigen lassen, damit der Mörtel entlastet unter Wasser abbinden und erhärten kann.

Bei allen tieferen Schächten erfolgt die Ausmauerung absatzweise, wobei die Höhe der einzelnen Absätze je nach der Festigkeit des Gebirges und dem Auftreten von Schichten, die sich für das Ansetzen des Mauerfußes eignen, verschieden ist. Sie beträgt im Kreidemergel durchschnittlich 40 m, im Tonschiefer 50 m und im Sandstein 60—80 m.

**138. — Mauerfüße.** Jeder Absatz muß in widerstandsfähigem Gebirge einen Mauerfuß erhalten, der imstande ist, das darüber aufgeführte Mauerwerk bis zum Abbinden und Erhärten zu tragen. Später trägt die mit den Unebenheiten der Schachstöße durch das Abbinden des Mörtels und die Wirkung des Gebirgsdruckes fest verwachsene Mauerung sich selbst, und der Mauerzylinder zeigt keine Neigung zum Rutschen. Man unterscheidet den einfach konischen (Abb. 186) und den doppelt konischen (Abb. 187) Mauerfuß. Beide Formen setzen das Stehenlassen einer Gesteinsbrust voraus, die nachträglich unter Vermeidung der wegen der Erschütterungen schädlichen Schießarbeit weggespitzt werden muß, wenn der untere Mauerabsatz an den oberen angeschlossen werden soll.

Der einfach konische Mauerfuß ist, da der Druck der Mauer ausschließlich senkrecht nach unten zur Äußerung kommt, nur bei gutem, festem Gebirge, der doppelt konische wegen der Übertragung der Druckwirkung schräg nach außen auf die Stöße auch in weicheren Schichten anwendbar. Bei gutem Gebirge kann man auf eine breite Druckfläche verzichten und das untere Ende der Mauerung hohlkegelförmig in das Gebirge einschneiden (Abb. 188). Man kann dann also den Schacht, ohne eine Gesteinsbrust stehenzulassen, mit dem vollen Durchmesser weiter abteufen. Es ist zweckmäßig, nach Aufmauerung des Hohlkegels den Mörtel erst erhärten zu lassen, ehe man die Mauer höher führt, um ein Abscheren der senkrechten Fugen zu vermeiden. Die

Verbindung der beiden Mauerabsätze wird wegen der großen, treppenförmig abgestuften Anschlußfläche besonders dicht und innig. Häufig kann man ohne Schaden den Hohlkegel sich schnell verengern lassen, derart, daß jede Ziegelsteinlage innen und außen einen halben Stein nach innen vorspringt und bei einer zwei Steine starken Mauerung schon nach acht Lagen der regelmäßige Durchmesser des Schachtes wieder erreicht ist, wie dies für die innere Begrenzung durch die gestrichelte Linie der Abb. 188 veranschaulicht wird.

Unter Umständen hat man auch wohl auf eine Verlagerung des Mauer-

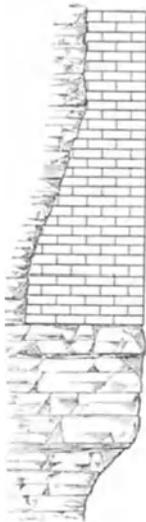


Abb. 186.  
Einfach konischer  
Mauerfuß.



Abb. 187.  
Doppelt konischer  
Mauerfuß.

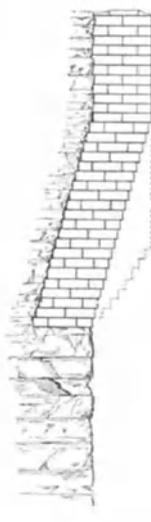


Abb. 188.  
Hohlkegelförmiger  
Mauerfuß.

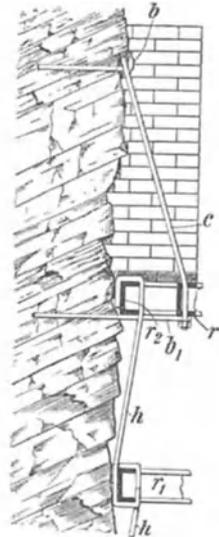


Abb. 189.  
Mauerung auf einer  
Bohlenunterlage.

fußes im Gebirge ganz verzichtet und die Mauerung auf einer einfachen Bohlenunterlage, die teils an Pflöcken  $b$  hängt und teils von Pflöcken  $b_1$  getragen wird (Abb. 189), begonnen. Auch für ganz kurze Mauerabsätze von nur 2 m Höhe, die ohne vorläufigen Ausbau unmittelbar dem Abteufen folgen, hat man von dem Verfahren Gebrauch gemacht<sup>1)</sup>. Freilich kann man so nur vorgehen, wenn das Gebirge mit festen, vorspringenden Ecken und Kanten bricht und die Mauerstärke gering ist. Für die Abteufarbeit ist dieses Verfahren am bequemsten und billigsten, da weder eine Gesteinsbrust wie bei den konischen Mauerfüßen stehenzubleiben braucht, noch der Gebirgstoß über das durch den Schachtdurchmesser und die Mauerwandstärke gegebene Maß hinaus, wie dies für den hohlkegelförmigen Fuß erforderlich ist, angegriffen wird.

Wo Wasserzuflüsse vorhanden sind, die durch die Mauerung abgesperrt werden sollen, kann man diese auf einen Keilkranz (s. S. 173 u. f., Ziff. 158 u. f.)

<sup>1)</sup> Bergbau 1929, Nr. 45, S. 635; Neuerungen im Bergwerksbetrieb: Abteufen eines Gesenkes.

als Unterlage setzen, der verhütet, daß das Wasser um den Fuß herum in den Schacht fließt. Einen wirklichen Nutzen wird der Keilkranz aber nur in dem Falle bringen, daß es gelingt, die Mauerwand selbst wasserdicht herzustellen. Über diese schwierige Aufgabe folgt unter Ziff. 140 Näheres.

**139. — Ausführung der Mauerung.** Bei der gewöhnlichen Art des Mauerns ruht unterdessen die Arbeit auf der Sohle des Schachtes. Vielfach hat man aber auch gleichzeitig abgeteuft und ausgemauert. Dieses Verfahren ermöglicht erheblich höhere Abteufleistungen, ist jedoch in jedem Falle mit einer erhöhten Gefahr für die auf der Sohle arbeitenden Leute verknüpft. Man pflegt es da anzuwenden, wo ein mächtiges Deckgebirge vorhanden ist und es auf tunlichste Beschleunigung der Abteufarbeit ankommt. Der Mauerung pflegt man gewöhnlich eine Mindeststärke von  $1\frac{1}{2}$ —2 Steinen zu geben. Die Haltbarkeit der Mauer wird durch einen dichten, gut haftenden Anschluß an das Gebirge, der Hohlräume und damit verbundene ein-

seitige Beanspruchungen vermeidet, erhöht. Auch hintergepackte Berge stören den Verband. Noch schädlicher ist Holz, da es allmählich vermodert und seine Bestandteile vom Wasser fortgetragen werden. Der Verband ist gewöhnlich der Kreuz- oder auch der Binderverband (s. S. 104), seltener der Blockverband. Wasserzüge werden, um nicht das Mauerwerk vor dem Erhärten unter Druck kommen zu lassen, durch Abfluß-

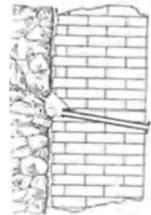


Abb. 190. Abflußrohr in der Schachtmauerung.

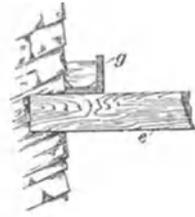


Abb. 191. Wasserrinne am Schachtstoß.

rohre *r* (Abb. 190) abgefangen, die das Wasser zunächst aus einer rund um den Schachtstoß gespitzten Sammelrinne ungehindert in den Schacht treten lassen. Erst nach Erhärten des Mörtels schließt man die Rohre durch Holzpfropfen oder Blindflanschen. Auch vor Tropf- und fallendem Wasser wird die in der Herstellung begriffene Mauerung durch „Traufdächer“ geschützt, oder man legt um die Stöße ein nach der Stoßseite offenes, ringförmiges Gerinne *g* (Abb. 191), das an das Gebirge durch Lettenverschmierung Anschluß erhält. Aus dem Gerinne muß das Wasser nach dem Schachtsumpfe hin abgeleitet werden, wenn man es nicht zur Verminderung der Wasserhaltungskosten gleich von der Sammelstelle unmittelbar zutage heben kann.

**140. — Wasserdichte Schachtmauerung.** Wie bereits gesagt, ist die Herstellung einer dauernd wasserdichten Schachtmauerung außerordentlich schwierig, namentlich dann, wenn es sich um größere Teufen handelt. Ziegelsteine und Mörtel sind stets porös und bis zu einem gewissen Grade durchlässig. Das ist um so mehr der Fall, je höher der Druck ist. Es kommt hinzu, daß Ziegelmauerwerk an sich schon den in Frage kommenden Drücken nur unvollkommen gewachsen ist. Es folgt dies daraus, daß die zulässige Druckbelastung für Zementmauerwerk nicht mehr als  $12 \text{ kg/cm}^2$  beträgt (s. S. 97). Bis zu dieser Grenze würde eine zwei Steine starke Schachtmauer bei 5 m lichter Weite des Schachtes schon bei einer Wassersäule von nur 25 m Höhe belastet sein<sup>1)</sup>, ohne daß man den Gebirgsdruck selbst in Rechnung zieht.

<sup>1)</sup> Berechnung s. Ziff. 173 dieses Abschnittes.

Porosität und mangelnde Druckfestigkeit werden also vereint ihren ungünstigen Einfluß bei Schachtmauerungen geltend machen. Sie bewirken, daß bei Schachtteufen von über 50 m eine wirkliche Dichtigkeit des Mauerwerks, die ein Aufstauen der Wassersäule gestattet, nur noch sehr selten und ausnahmsweise erzielbar ist.

Dagegen kann es für die oberen Schachtteufen wohl gelingen, eine dichte, dem Wasserdrucke standhaltende Mauerung herzustellen. In jedem Falle muß freilich mit besonderer Sorgfalt vorgegangen werden. Zunächst ist

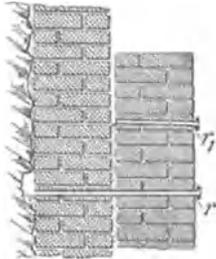


Abb. 192. Glatte wasser-dichte Schachtmauerung.

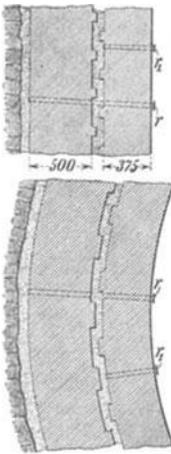


Abb. 193. Verzahnte wasser-dichte Schachtmauerung.

vor dem Einmauern jeder einzelne Ziegel in Wasser zu legen, damit er sich vollsaugt und nicht beim Einmauern sofort dem Mörtel die Feuchtigkeit entzieht. Sodann muß man darauf achten, daß alle Steine ganz in den Mörtel, der zweckmäßig Zementmörtel ist, eingebettet und die Fugen völlig ausgefüllt werden, so daß nirgendwo ein Hohlraum bleibt. Die Mauerung selbst stellt man in zwei konzentrischen Ringen her, indem man nach dem Setzen des Mauerfußes zunächst eine  $1\frac{1}{2}$  Steine starke Außenmauer 1,5—2 m hoch auf-

führt und in diese zum Austreten der Wasser nach Bedarf Abflußrohre  $r$  einmauert. Sodann wird bis zur gleichen Höhe eine Futtermauer konzentrisch zur Außenmauer hochgezogen. Die gegenüberliegenden Wandungen können glatt (Abb. 192) oder des besseren Verbandes wegen verzahnt (Abb. 193) sein. Zwischen ihnen verbleibt ein etwa 8 cm breiter Ringraum. Die hier sich ansammelnden Wasser werden gleichfalls durch eingemauerte Rohre  $r_1$  nach dem Schachtinneren abgeleitet. Schließlich wird der Ringraum mit Zement vergossen. Auf diese Weise wird die Schachtmauerung absatzweise hochgeführt. Insgesamt ist bei der Arbeit strenge Aufsicht erforderlich, weil jede kleine Nachlässigkeit den Erfolg in Frage stellt.

Bei stärkeren Wasserzuflüssen wird man aber auch in den oberen Teufen Mauerung zweckmäßig überhaupt nicht, sondern statt ihrer lieber den Gußringausbau anwenden.

In geeignetem Gebirge kann dieses selbst auch in größerer Teufe durch Anwendung des Zementier- oder Versteinungsverfahrens wasserundurchlässig gemacht werden. Die Ausführung erfolgt, wie hier vorgreifend bemerkt sein mag, derart, daß man durch Rohre, die bis in das Gebirge hinter der Mauerung reichen, Zementmilch unter einem gewissen Überdrucke so lange einlaufen läßt, bis die im Gebirge rund um die Schachtauskleidung vorhandenen Hohlräume sich vollständig geschlossen und auch die Poren des Mauerwerks sich verstopft haben. Näheres hierüber folgt in Teil VI des 7. Abschnittes.

Auf oberschlesischen Gruben hat man mehrfach die Wasserdurchlässigkeit von Schachtmauerungen durch eine nachträgliche Betonspritzung (Torkre-

terung) bekämpft<sup>1)</sup>. Vor dem Torkretieren säuberte man den Schachtstoß gründlich mit Spritzwasser. An den Stellen stärkeren Wasseraustritts setzte man ein kurzes Wasserablenkrohr ein, um das sofortige Abspülen der angespritzten Betonschicht zu verhüten. Die Rohrstützen wurden später nach Erhärten der Torkretschicht durch Holzverkeilung verschlossen. Bei der Betonspritzung wurde zunächst eine Schicht von 3—4 cm Stärke und nach ihrer Verfestigung eine weitere Schicht von der gleichen Stärke aufgebracht. Der Erfolg war befriedigend.

#### 141. — Die Benutzung von Bühnen bei der Schachtmauerung.

Die Mauerung erfolgt von einer festen oder schwebenden Bühne aus. Die stets aus mehreren Einzelteilen bestehende feste Bühne wird, wenn die Einstriche gleichzeitig mit eingemauert werden, auf diesen, sonst auf vorläufig eingebauten Hölzern verlagert und muß beim Hochkommen der Mauerung regelmäßig gehoben werden. Wenn man diese Arbeit auch durch eine zweckmäßige Unterteilung der Bühne erleichtern kann, so daß z. B. zuerst die eine und dann die andere Hälfte hochgebracht wird, so ist das Verlegen doch immerhin recht lästig und zeitraubend. Bei neuen Schächten, wo man unter Umständen noch größere Wasserzuflüsse zu befürchten hat, pflegt man auch Wert darauf zu legen, den Schacht für das Abbohrverfahren (s. S. 247, Ziff. 66 u. f.) oder das Einhängen von Pumpen jederzeit, auch unter Wasser, völlig von allem Einbau befreien zu können, so daß man sich in solchen Fällen scheut, bei dem ersten Ausmauern bereits feste Einstriche oder Tragehölzer einzubauen. Aus diesen Gründen ist man jetzt fast allgemein dazu übergegangen, das Mauern von einer schwebenden Bühne aus vorzunehmen.

142. — Das Mauern von einer schwebenden Bühne aus. Wird nicht gleichzeitig abgeteuft, so genügt als Bühne ein einfaches Gerippe von I- und L-Eisen mit einem genügend starken Bohlenbelag (Abb. 194). Diese

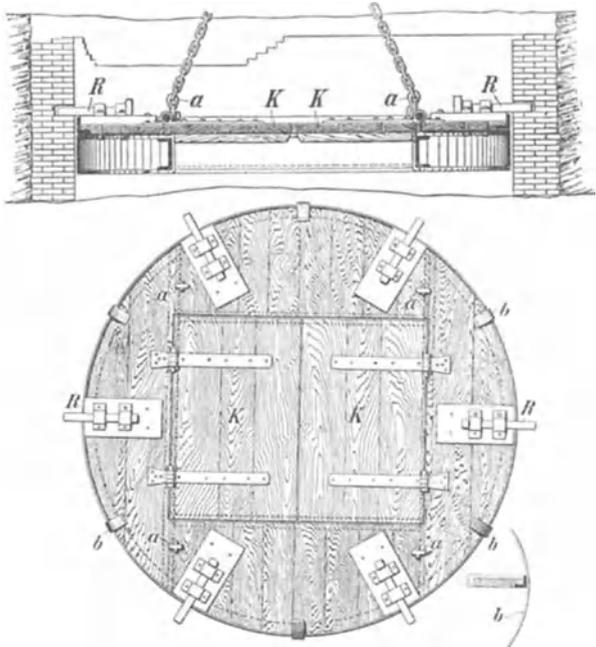


Abb. 194. Einfache schwebende Bühne.

<sup>1)</sup> Glückauf 1925, Nr. 49, S. 1568 u. f.; Gerke: Anwendung des Torkretverfahrens zur Schachtabdichtung.

Bühne ist durch vier Ketten, zu denen noch vier nicht vollgespannte Sicherheitsketten kommen, an einem Seile aufgehängt, das von einem Dampf-

kabel bewegt wird. Um bei der Arbeit jedes Kippen zu vermeiden, sind an der Bühne einige eiserne Riegel *R* vorhanden, die in ausgesparte Löcher des Mauerwerks geschnitten werden. Besser sind Klappriegel *a* (Abb. 196), die beim Anheben der Bühne *b* selbsttätig in die senkrechte Lage gehen<sup>1</sup>). Die Bühne erhält gewöhnlich eine mit Klappen *K* verdeckte Öffnung, damit der untere Schachtteil zugänglich bleibt. Man kann eine solche Bühne während des Abteufens im Schachte belassen, indem man durch Kippen in die senkrechte Lage oder durch Zusammenklappen der in der Mitte durch Gelenke geteilten Bühnen den Schachtquerschnitt für die Förderung freigibt.

Für das gleichzeitige Ausmauern und Abteufen muß die schwebende Bühne (Abb. 195) mit Öffnungen für den Durchgang der Förderkübel *K* nebst Seilen *s* und für die Durchführung

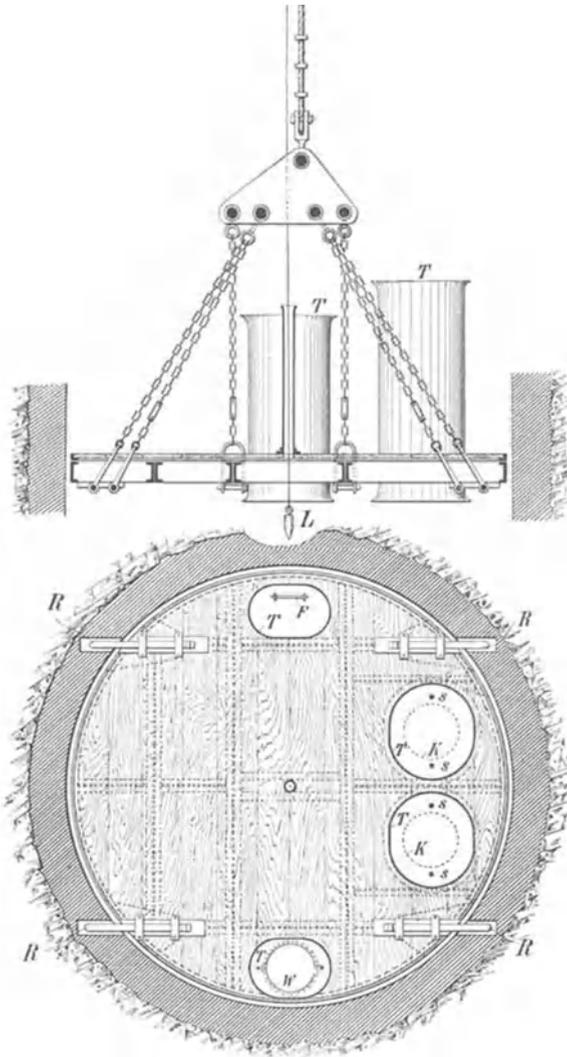


Abb. 195. Exzentrisch aufgehängte, schwebende Bühne der Maschinenfabrik H. u. G. Großmann zu Dortmund für gleichzeitiges Ausmauern und Abteufen.

der Fahrten *F* und der Wetterluten *W* versehen sein. Die Öffnungen werden mit etwa 1 m hohen Schutzzyklern *T* umgeben, die sowohl ein Abstürzen der Maurer als auch ein Fallen von irgendwelchen auf der Bühne liegenden

<sup>1</sup>) Glückauf 1927, Nr. 50, S. 1827; Dr. Leinau: Sicherheitsklappriegel für Mauerbühnen.

Gegenständen oder Steinen verhindern sollen. Der am Rande der Bühne verbleibende geringe Spalt wird durch sog. Segmentbretter verdeckt, die bis dicht an das Mauerwerk vorgeschoben werden.

Bei der gewöhnlichen Aufhängung der schwebenden Bühne ist das Einhängen des Schachtmittellotes vom Tage aus unmöglich, so daß das Abloten des Schachtes durch mehrere am Stoße angebrachte Lote erfolgen muß. Solche Lotungen am Stoße sind umständlich und unsicher, da fallendes Wasser und stärkere Luftbewegungen das Lot leicht in Schwingungen bringen, wobei dieses nicht einmal ebenso gut wie in der Schachtmitte frei ausschlagen kann. Es wird deshalb nach dem Vorschlage der Maschinenfabrik H. u. G. Großmann zu Dortmund die Bühne mittels eines unsymmetrischen Zwischenstückes außerhalb der Schachtmitte an dem Kabeiseil aufgehängt (Abb. 195) und in der Mitte der Bühne ein Loch für den Durchgang des Lotes (unter Anbringung eines Schutztrichters) frei gehalten. Ein Schiefhängen der Bühne wird dadurch vermieden, daß die schweren Schutztrichter für die Förderkübel nach der Seite des Aufhängepunktes hin angeordnet werden und so den dieser Seite entsprechenden kürzeren Hebelarm stärker belasten.

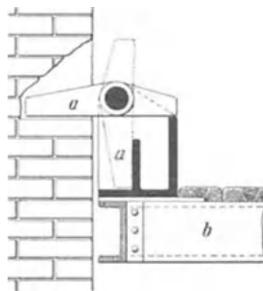


Abb. 196. Klappriegel für Schachtbühnen.

Die Gefahren der schwebenden Bühne bestehen einerseits für die unter ihr im Schachte beschäftigte Belegschaft, andererseits aber auch für die auf ihr befindlichen Leute und ergeben sich insbesondere aus der Möglichkeit, daß einzelne Gegenstände, Teile der Bühne oder die Bühne selbst abstürzen können. Auf strenge Befolgung der Sicherheitsvorschriften und auf sorgsame Überwachung der Baustoffe — es ist nur astfreies, gerade gewachsenes Holz zu verwenden — und des Zustandes der Bühne, der Aufhänge- und Riegelvorrichtungen, des Kabels und seiner Sicherungen ist deshalb unablässig zu achten.

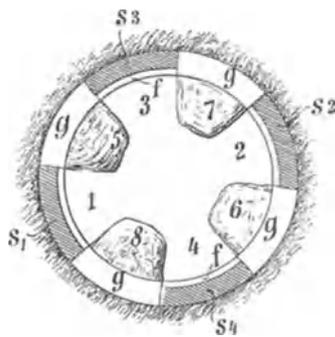


Abb. 197. Segmentweises Ausmauern im Grundriß.

**143. — Segmentweise Ausmauerung.** Wenig widerstandsfähiges Gebirge mit geringer Wasserführung kann entsprechend einer segmentweisen Hereingewinnung unverzüglich durch Mauerung gemäß den Abbildungen 197 u. 198 gesichert werden. Sobald das Gebirge auf eine Tiefe von 0,5—2 m und eine Breite von 1—4 m fortgenommen ist, beginnt man mit der Aufmauerung des Teilstücks  $s_1$  und bringt es in ungefährer Stärke von zwei Steinen tunlichst schnell nach oben hin zum Anschluß mit der bereits fertigen Mauer. In ähnlicher Weise nimmt man ein weiteres Teilstück  $s_2$  etwa auf der gegenüberliegenden Seite des Schachtes in Angriff und läßt die anderen Stücke folgen, bis der Kreis geschlossen ist. Jedes Mauersegment erhält nach den beiden Seiten und nach innen Verzahnung. Die Seitenverzahnung

ermöglicht einen guten Verband der einzelnen Teilstücke untereinander; die innere dient zum Verbande mit der später herzustellenden, etwa einen Stein

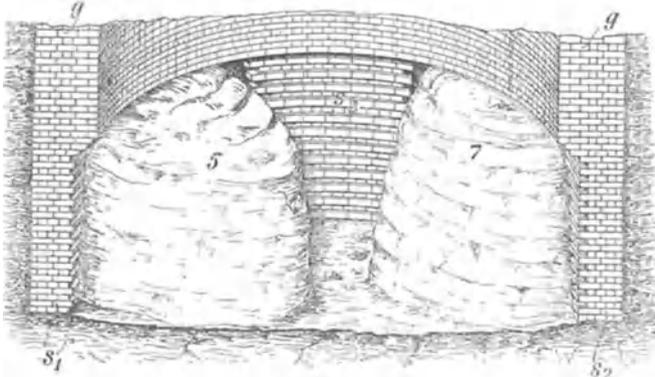


Abb. 198. Segmentweises Ausmauern in perspektivischer Ansicht. starken Futtermauer, die etwaige bei der Herstellung des Segmentmauerwerks nicht vermeidbare Unregelmäßigkeiten ausgleichen muß.

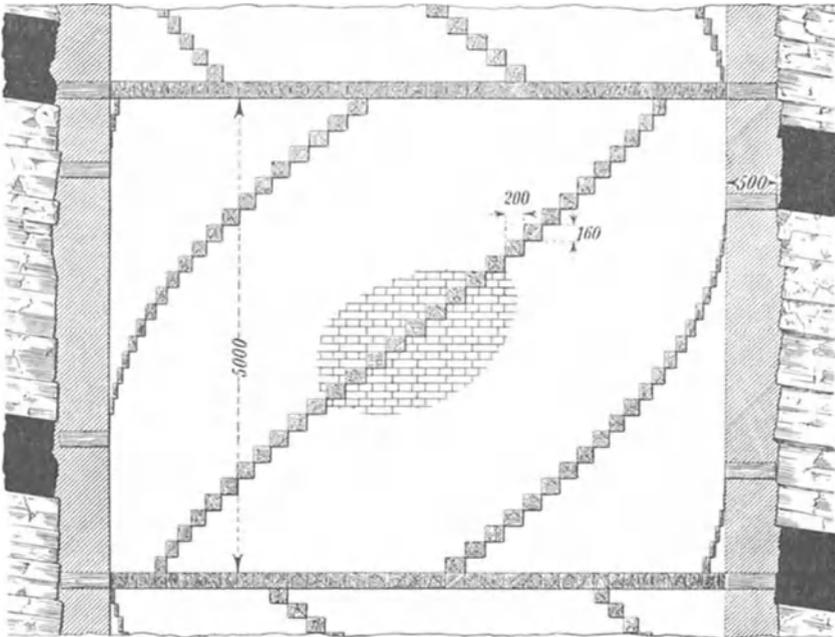


Abb. 199. Nachgiebige Schachtmauerung mit waagrecht und spiralig angeordneten Holzeinlagen.

In ähnlicher Weise hat man auf der Schachtanlage Zollern II mittels segmentweisen Betonierens einen Schacht durch Fließ und wasserreiches Gebirge 24 m tief niedergebracht<sup>1)</sup>.

<sup>1)</sup> Glückauf 1909, Nr. 30, S. 1076/77; Eichler: Abteufen eines 24 m tiefen Spülschachtes durch Fließ usw.

**144. — Nachgiebige Schachtmauerung.** Der Schachtmauerung kann man eine Nachgiebigkeit in senkrechter Richtung dadurch geben, daß man etwa in der Art der Abb. 134 auf S. 114 Einlagen aus weichem Holz (Tanne oder Fichte) an Stelle von Ziegelsteinen in regelmäßigen Abständen einmauert<sup>1)</sup>. Um Beanspruchungen auf Verdrehung zu begegnen, hat man auf Schacht Shamrock 10 bei Herne außer wagerechten Holzeinlagen auch solche in spiraliger Anordnung, teils mit Rechts- und teils mit Linksdrehung (Abb. 199), mit eingemauert.

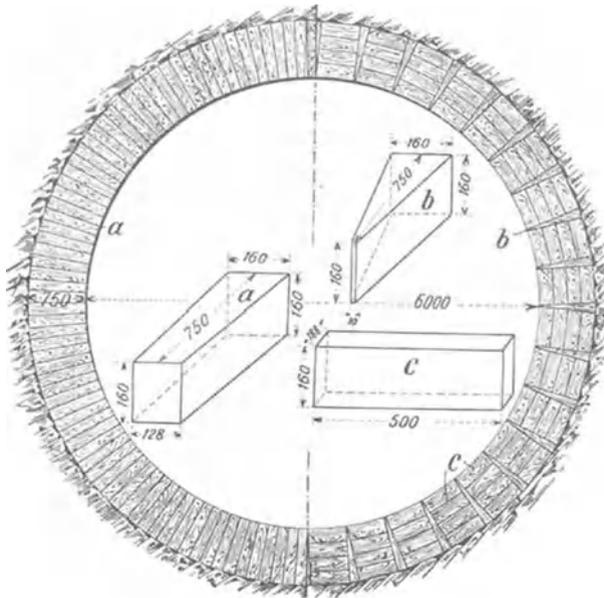


Abb. 200. Holzmauerung für Schächte.

Auch kann man statt der Holzeinlagen, die nach dem Zusammenquetschen schwer zu entfernen sind, Ziegelsteinlagen mit geringerer Druckfestigkeit einmauern. Diese lassen sich infolge der eingetretenen Zermürbung leicht ausspitzen, worauf nach Erweiterung der Ringfuge neue Steinlagen von der gleichen geringen Festigkeit eingebracht werden können.

An Stellen größeren Druckes ersetzt man auch die Steinmauerung auf größere Höhen völlig durch Holzmauerung, wie man dies z. B. auf Zeche Radbod bei Hamm mehrfach mit gutem Erfolge getan hat. Man hat hier nach Abb. 200 Läufer- und Binderlagen miteinander abwechseln lassen, zum Teil hat man aber auch mit gleich gutem Erfolge die Mauern ausschließlich in Binderlagen hochgeführt. Die Hölzer wurden in verlängerten Zementmörtel gebettet. Der Holzmauerung hat man je nach dem Drucke eine Stärke von 750—1000 mm gegeben. Die Kosten stellen sich etwa 50% höher als

<sup>1)</sup> Glückauf, 1909 Nr. 22, S. 761 u. f.; Nieß: Die Ursachen des außergewöhnlich hohen Gebirgsdruckes usw.

bei gewöhnlichem Mauerwerk. Solche Holzmauerung hat den Vorteil, daß sie auch in senkrechter Richtung dem Gebirge gewisse Ausgleichsbewegungen gestattet.

In engen Schächten (bis etwa 4,5 m Durchmesser) hat sich in unruhigem Gebirge die Vieleckzimmerung, wie sie für Strecken in den Abbildungen 45—47 auf S. 56 dargestellt ist, vorzüglich bewährt.

**145. — Leistungen und Kosten.** Die Leistungen bei der Ausmauerung von Schächten betragen etwa 2,5—4 m in 24 Stunden, sind aber in einzelnen Fällen auch auf 5 m und noch darüber gebracht worden. Da das Abteufen selbst nicht so schnell voranschreitet und die Leistungen hierbei nur 2—3, höchstens  $3\frac{1}{2}$  m betragen, macht es keine Mühe, mit der Ausmauerung dem Abteufen zu folgen.

Was die Kosten betrifft, so entfallen auf 1 m<sup>3</sup> Mauerwerk durchschnittlich 400 Steine. Diese kosten etwa 16 *ℳ*, die Mörtelkosten betragen etwa 11 *ℳ*, während auf Löhne bei der Arbeit im Schachte ungefähr ebenfalls 10 *ℳ* zu rechnen sind, so daß 1 m<sup>3</sup> rund 37 *ℳ* kostet.

Für einen Schacht von 6 m lichter Weite betragen die Ausbaukosten etwa:

Mauerungstärke	1 $\frac{1}{2}$ Steine	2 Steine	2 $\frac{1}{2}$ Steine
Steine	120 <i>ℳ</i>	166 <i>ℳ</i>	213 <i>ℳ</i>
Mörtel	84 „	114 „	146 „
Löhne	76 „	104 „	133 „
Summe	280 <i>ℳ</i>	384 <i>ℳ</i>	492 <i>ℳ</i>

#### b) Der Ausbau in Beton und Eisenbeton.

**146. — Vorbemerkungen.** Über die Ausführung und die allgemeinen Vorzüge und Nachteile des Beton- und Eisenbeton-Ausbaues im Vergleich mit der Mauerung ist bereits oben (S. 116 u. f. und 135 u. f.) gesprochen worden. Hier ist noch folgendes hervorzuheben:

Die über das Verhältnis zwischen Zement, Sand und Zuschlägen gegebenen Zahlen gelten auch für die Betonierung in solchen Schächten, die weniger tief sind oder in wasserarmem Gebirge stehen. Bei stärkeren Beanspruchungen durch Druck und Wasserzuflüsse werden zementreichere Mischungen bevorzugt. Gewöhnlich pflegt man für Schächte Mischungen von 1 Teil Zement, 1—2 Teilen Sand und 2—4 Teilen Zuschläge zu nehmen.

Die einzelnen Verfahren der Anwendung haben für den Schachtausbau eine sehr verschiedene Bedeutung. Das Preßverfahren ist bisher für die Auskleidung von Schächten als selbständiges Ausbauprodukt nicht benutzt worden. Dagegen ist es mehrfach zur Abdichtung von bereits mit Küvelage oder Mauerung verkleideten Schächten zur Anwendung gekommen, wie in dem Abschnitt „Versteinungs- (Zementier-) Verfahren“ näher ausgeführt ist. Auch bei dem François'schen Abteufverfahren (s. dieses im 7. Abschnitt) wird es benutzt.

Das Gußverfahren wird angewandt, wo die Enge der Räume ein Einstampfen des Betons ausschließt. Es findet namentlich bei untergehängten Schachtauskleidungen zum Vergießen des zwischen der Wandung und dem Gebirge verbleibenden Raumes und bei Formsteinausbau zum Ausgießen der Fugen und verbleibenden Hohlräume Anwendung.

Am häufigsten wendet man Stampfbeton an. Man stellt aus ihm entweder bereits über Tage „Formsteine“ her, die man im Schachte zu einer geschlossenen Wand zusammenbaut, indem man die verbleibenden Hohlräume durch Vergießen oder Einstampfen von Beton schließt, oder man führt die Schachtwandung an Ort und Stelle völlig durch Einstampfen hoch. In beiden Fällen kann unbewehrter oder durch Eiseneinlagen bewehrter Beton angewandt werden.

Die hohe Biegezugfestigkeit des Eisenbetons kommt besonders in Schächten zur Geltung, die in unruhigem Gebirge stehen, z. B. in Störungszonen oder in dem Wirkungsbereich von Abbaubetrieben. Die geringe Wandstärke, mit welcher der Eisenbeton auszukommen gestattet, ist für Schächte ebenfalls ganz besonders vorteilhaft, da es sich hier um große Durchmesser und lange offen zu haltende Hohlräume handelt. Einen Vergleich der Wandstärken bei Ausbau eines Schachtes in Ziegelmauerwerk, in gewöhnlichem

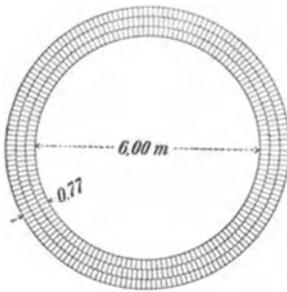


Abb. 201. Ziegelmauerwerk in Zementmörtel. (Zulässige Beanspruchung 12 kg/cm<sup>2</sup>.)

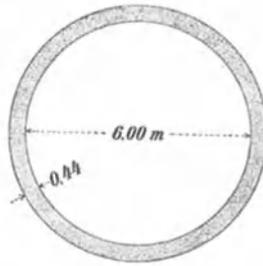


Abb. 202. Stampfbeton. (Zulässige Beanspruchung 20 kg/cm<sup>2</sup>.)

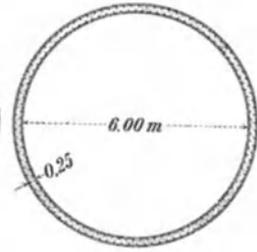


Abb. 203. Eisenbewehrter Stampfbeton. (Zulässige Beanspruchung 30 kg/cm<sup>2</sup>.)

und in eisenbewehrtem Beton gibt unter Voraussetzung gleicher Druckverhältnisse und gleicher Sicherheiten die Gegenüberstellung der Abbildungen 201, 202 und 203<sup>1)</sup>. An Gebirgsaushub werden bei Wahl des Stampfbetons (Abb. 202) an Stelle des Ziegelmauerwerks (Abb. 201) je 1 m Schacht 7,47 m<sup>3</sup> oder 9,9 % und bei Wahl des eisenbewehrten Betons (Abb. 203) sogar 11,47 m<sup>3</sup> oder 15,2 % gespart.

Ein für Schächte besonders zu beachtender Nachteil des an Ort und Stelle eingebrachten Stampfbetonausbauens ist die langsame Erhärtung. Tritt vor dem Festwerden Gebirgsdruck ein, ohne daß für dessen Abfangen Sorge getragen ist, so ist der Schacht mehr gefährdet, als wenn er ausgemauert wäre, da die das Mauerwerk bildenden festen Steine mit ihren versetzten Fugen schon vor der Erhärtung des Mörtels einen gewissen Druck aufzunehmen vermögen. Auch ist anzunehmen, daß spätere Ausbesserungen, die infolge Gebirgsdruckes notwendig werden, schwieriger und mit weniger Aussicht auf Erfolg als bei gemauerten Schächten zu bewerkstelligen sein werden. Bei Eisenbeton wird ja die ausgebesserte Stelle nicht mehr gleichmäßig im allgemeinen Eisenverbände liegen können; auch wird der neue Beton nicht mit der vollen Haftfähigkeit an dem alten, bereits erhärteten Beton abbinden.

<sup>1)</sup> Glückauf 1910, Nr. 24/25, S. 872 u. f.; Viebig: Die Verwendung des Eisenbetons beim Grubenausbau.

Bezüglich der Wasserdichtigkeit gilt im wesentlichen das für Mauerung (Ziff. 140) Gesagte.

Vereinzelt findet auch der Spritzbeton für den Schachtausbau Verwendung. Er kann benutzt werden als vorläufige Schachtauskleidung (s. Ziff. 147) oder auch zum Abdichten wasserdurchlässiger Schachtwandungen (s. Ziff. 140, letzter Absatz) oder zur Herstellung von Formsteinen, wo es auf besondere Druckfestigkeit der Steine ankommt. Bei der letztgenannten Verwendung ist die Festigkeit der hergestellten Steine etwa zweieinhalbmal so groß wie diejenige des handgestampften Betons. Freilich kommt die Herstellung auch wesentlich teurer<sup>1)</sup>.

Schleuderbeton ist bisher noch nicht für Schachtausbauzwecke verwandt worden, obwohl das Schleuderverfahren zur Herstellung besonders fester Formsteine ebenfalls benutzt werden könnte.

**147. — Vorläufige Schachtauskleidung mit Spritzbeton<sup>2)</sup>.** Beim Weiterabteufen des Schachtes Arenberg-Fortsetzung von der 546 m- zur 646 m-Sohle verzichtete man auf den sonst üblichen vorläufigen Ausbau mit  $\perp$ -Ringen und Holzbretterverzug und verkleidete statt dessen einstweilen die Schachtstöße mit einem Spritzbetonüberzug. Täglich wurde das neu abgeteufte Schachtstück zunächst mit einer 5 mm starken Betonschicht überzogen. Sodann wurde darüber ein Drahtgeflecht von 4 cm Maschenweite ausgebreitet, mit Holzpflocken an den Schachtstößen befestigt und durch weitere Bespritzung in eine Betonschicht von 3—4 cm Dicke eingebettet. Es wurde der handelsübliche Portlandzement mit Rheinsand im Verhältnis 1 : 3 verwendet. Der Schacht wurde schließlich in einzelnen 12—24 m hohen Sätzen ausgemauert. Das Verfahren war von gutem Erfolge begleitet. Die Stöße wurden zuverlässig und sicher bis zum Hochziehen der Mauerung gehalten. Der Abteufbetrieb wurde erleichtert und vereinfacht; insbesondere wurde das Ansetzen und Abbohren der Stoßschüsse weniger behindert. Die Kosten beliefen sich auf etwa 95  $\mathcal{M}$ /m und waren damit nur unwesentlich höher als diejenigen eines vorläufigen Ausbaues mit  $\perp$ -Ringen und Holzbretterverzug.

**148. — Ausführungsarten des endgültigen Schachtausbaues in Beton.** Nach dem in Ziff. 146 Gesagten kann man unterscheiden:

1. Auskleidungen in Betonformsteinen unter Ausfüllung der Fugen und sonst verbleibenden Hohlräume mit flüssigem Zementmörtel;
2. Auskleidungen mit verhältnismäßig dünnen Betonformsteinen, die als „Verschalung“ dienen, hinter der eine dickere Wand von Stampf- oder Gußbeton hochgeführt wird, wobei die Formsteine entweder von unten nach oben aufgebaut oder von oben nach unten untergehängt werden;
3. Auskleidungen, die lediglich aus Stampfbeton bestehen und zu deren Herstellung die Hochführung eines Lehrgerüsts erforderlich ist.

In allen drei Fällen kann sowohl einfacher Beton als auch Eisenbeton zur Anwendung kommen.

<sup>1)</sup> Glückauf 1926, Nr. 28, S. 908/09; Schulze: Verwendung von Torkret und Torkret-Tübbing bei der Niederbringung eines einfallenden Wetterkanals usw.

<sup>2)</sup> Glückauf 1925, Nr. 3, S. 76/77; Berghoff: Anwendung des Torkretverfahrens beim Schachtabteufen usw.; — s. auch den auf S. 98 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz von Dr.-Ing. G. A. Meyer.

**149. — Ausführungsbeispiele für Formsteine.** Die Rheinisch-Westfälische Schachtbaugesellschaft in Essen hat auf einer Anzahl von Schächten (z. B. auf Zeche Neumühl und Engelsburg im Ruhrbezirk) Betonformsteine nach der Abb. 204 zur Anwendung gebracht, die als Hohlkörper ausgebildet sind. Das Gewicht des einzelnen Steines beläuft sich auf 16 kg, so daß ein Mann ihn ohne Schwierigkeit handhaben kann. Jede Steinschicht wird zunächst trocken verlegt (Abb. 205) und sodann mit Mörtel vergossen. Die Steine sind an ihren Längsseiten abgerundet und besitzen Nuten, damit sich der Mörtel gut verteilen kann. Damit aber das Austreten des Mörtels nach vorn verhütet wird, sind hier die Seiten der Steine scharfkantig gehalten.

Ein Kubikmeter eines solchen Zementmauerwerkes stellt sich je nach der mehr oder weniger fetten Mischung auf 32–36  $\mathcal{A}$ , ist somit etwas billiger als Ziegelmauerwerk.

Mehrfach sind auch Betonformsteine mit Eiseneinlagen vorgeschlagen worden. Auch hat man, um die Schachtwandung widerstandsfähiger gegen Biegungsbeanspruchungen zu machen, vorgesehen, die Eisenbewehrungen in durchlaufende Aussparungen der Steine zu verlegen und sie hier zu einem geschlossenen Ringe zu verbinden, um sodann die Aussparungen mit Zement zu verfüllen. Eine derartige Steinwand dürfte aber wohl kaum die Festigkeit einer einheitlich hergestellten, eisenbewehrten Wand aus Stampfbeton erreichen.

Eine Übergangstufe zwischen den zur sofortigen Aufnahme des Gebirgsdrucks bestimmten Formsteinen und der dünnen, in erster Linie als Verschalung für die Hinterfüllung mit Beton dienenden Verkleidung sind die von Neubauer angegebenen Betonformsteine mit Abstützapfen<sup>1)</sup> (Abb. 206). Derartige Steine bilden nicht nur eine Schalung, sondern stützen auch gleichzeitig den nach Fortnahme des vorläufigen Ausbaues etwa zum Nachfall neigenden Gebirgstoß bis zu einem gewissen Grade ab. Insgesamt ist der fertige Ausbau zu etwa 50% aus festen Steinen und zu 50% aus Gußbeton zusammengesetzt.

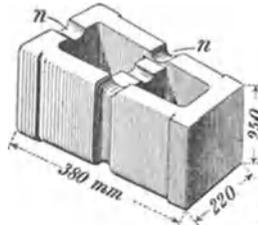


Abb. 204.  
Betonformstein, als Hohlkörper ausgebildet.

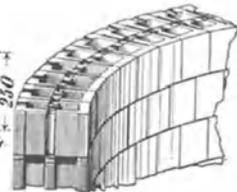


Abb. 205.  
Zusammenbau der Formsteine nach Abb. 204.

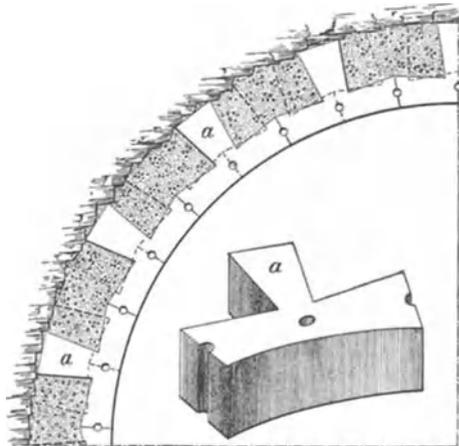


Abb. 206. Betonformstein-Ausbau von Neubauer.

<sup>1)</sup> Montanist. Rundschau 1925, Nr. 6, S. 171 u. f.; Winkler: Neuigkeiten im Ausbau von Schächten mit Gußbeton.

150. — Ausführungsbeispiele für eine Stampfbetonwand mit Formstein-Verschalung. Nach dem Verfahren der Firma Vollrath zu Wesel werden eisenbewehrte Betonsteine mit einer dahinter eingestampften, ebenfalls eisenverstärkten Betonwand durch Queranker verbunden.

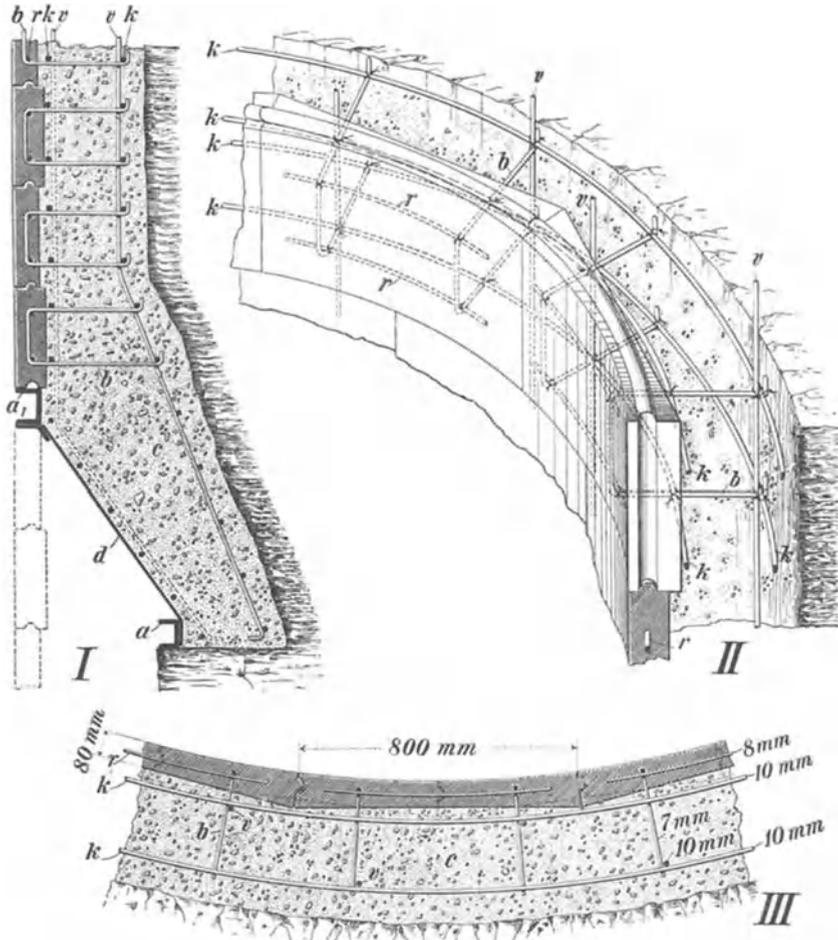


Abb. 207. Vollrath'scher Schachtausbau in Eisenbeton.

Das Betonieren erfolgt ähnlich wie das Ausmauern eines Schachtes in einzelnen Absätzen. Zunächst wird, wie aus der Abb. 207 I hervorgeht, unter Benutzung zweier Schachtringe  $a$  und  $a_1$  und als Lehrgerüst dagegen gelegter Eisenbleche  $d$  ein Fuß aus Beton eingestampft. Auf den durch den oberen Ring  $a_1$  gebildeten Rand wird sodann die Formsteinwand aufgebaut, deren Steine die aus den Abbildungen 207 I—III ersichtliche Form und Größe besitzen und des besseren Verbandes wegen mit Nut und Feder ineinander eingreifen. In jedem Stein sind der Länge nach zwei starke Eisen-

drähte  $r$  und außerdem zwei  $\sqsubset$ -förmig gebogene Drähte  $b$  eingelegt, deren freie Enden nach der äußeren Seite herausragen. Die Enden werden rechtwinklig nach oben gebogen, so daß sie die aus 10 mm starken Rundisenstangen  $k$  hergestellten Ringe für die Stampfbetonwand aufnehmen. An dieser werden wieder senkrechte Eisenstangen  $v$  in Abständen von etwa 2 m voneinander durch Drahtschlingen befestigt. Die Kosten dieses Ausbaues haben bei Ausführung durch die Firma etwa  $325 \text{ M/m}$  oder  $35 \text{ M/m}^3$ , einschließlich der Nebenarbeiten, insbesondere des Einbaues der Einstriche, Kabel und Leitungen betragen<sup>1)</sup>.

Mehrfach sind die von Ingenieur Breil zu Essen angegebenen, in Abb. 208 dargestellten Formsteine  $r$  von etwa 60 cm Breite, 25 cm Höhe und 6—8 cm Wandstärke mit radial gerichteten Rippen  $r$  eingebaut worden. Letztere erhalten Aussparungen  $a$ , in die Eiseneinlagen  $e$  eingebettet werden. Durch Spannschrauben  $s$  werden die Einlagen miteinander verbunden und kreisförmig fest um den Betonring angezogen. Außerdem werden die Einlagen in senkrechter Richtung durch starke Drähte  $d$  miteinander verbunden. Der zwischen Gebirge und Formsteinwand verbleibende Raum wird sodann mit Beton ausgestampft.

Die Baufirma Stasch in Karf bei Beuthen wendet den Kreuzstein- ausbau Stasch-Minder (Abb. 209) an, der aus kreuzförmig gestalteten, eisenbewehrten Steinen unter Bet- tung in reinen Zementmörtel mit etwa 15 mm starken Fugen aufge- baut und mit Beton hinterstampft wird. Unter gewöhnlichen Verhält- nissen wird er als einfache, dagegen

in wasserreichem, schwierigem Gebirge als doppelte Wand hochgeführt. In diesem Falle werden die Steine mit versetzten Fugen in beiden Wänden angeordnet, und es wird sowohl der Ringraum zwischen den beiden Wänden wie derjenige zwischen Hinterwand und Gebirge mit Beton ausgestampft. Die Steine werden durch Verankerungsbügel  $a$  miteinander und mittels der durch die Ösen  $b$  gesteckten Bolzen  $c$  und der Hakeneisen  $d$  mit dem Stampfbeton

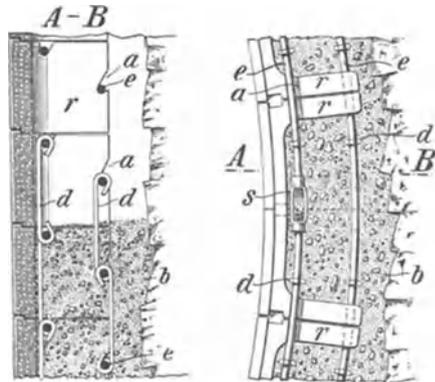


Abb. 208. Breil'scher Schachtausbau in Eisenbeton.

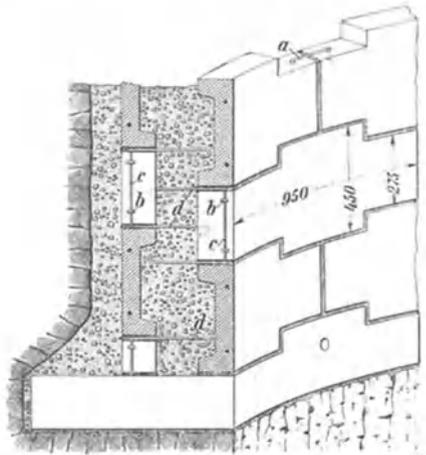


Abb. 209. Doppelter Kreuzsteinausbau.

<sup>1)</sup> Die Kosten erhöhen sich für die Jetztzeit um etwa 50 %.

verbunden. Insgesamt ergibt sich so ein besonders inniger und verzahnter Verband. Auf dem mittels Gefrierverfahren niedergebrachten Wetterschachte der Preußengrube bei Miechowitz setzte sich in der Teufe von 165—218 m die Ausbaustärke wie folgt zusammen: Vorderstein 14 cm, Stampfbeton 22 cm, Hinterstein 14 cm, Stampfbeton 50 cm, insgesamt also 1 m. Dieser Ausbau hat bei 4,5 m lichter Weite des Schachtes rund 1400  $\mathcal{M}/\text{m}$  oder 81  $\mathcal{M}/\text{m}^3$  gekostet. Der Kreuzsteinausbau hat sich auf mehreren oberschlesischen Gruben gut bewährt.

**151. — Ausführungsbeispiel für eine untergehängte Formstein-Verschalung mit Gußbeton-Ausfüllung.** Dieses von dem französischen Ingenieur Drouet angegebene Verfahren hat bei 2 Schachtabteufen der

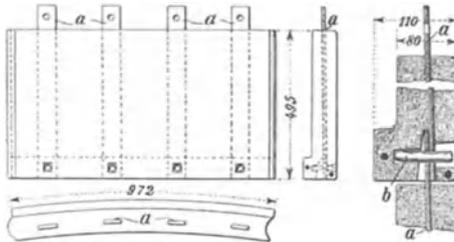


Abb. 210. Unterhänge-Formsteine nach Drouet.

Kohlenbergwerksgesellschaft Liévin<sup>1)</sup> bis je 800 m Teufe bei lichten Schachtdurchmessern von 6 m und danach bei dem Abteufen des 5,8 m weiten Hermenegildschachtes der Kaiser-Ferdinands-Nordbahn in Schlesisch-Ostrau von 454 m bis 552 m unter Tage, also auf eine Höhe von 98 m, Anwendung gefunden. Die über Tage hergestellten, mit Eisen bewehrten Formsteine besaßen die aus der Abb. 210 ersichtlichen Abmessungen. Das Gewicht war 94 kg; jeder Stein enthielt 11 kg Eisen. In die mit großer Genauigkeit hergestellten Steine wurden 4 Flacheisen *a* eingelegt, deren Enden gelocht waren. Nach Einschieben der oben herausragenden Enden in einen Ringschlitz im Fuße des schon eingebrachten Formsteinringes konnten die einzelnen Formsteine an den oberen Ring durch Einstecken des Stiftes *b* (Abb. 210, Nebenzeichnung) angehängt werden. Man beließ zwischen den einzelnen Steinen offene Horizontalfugen von 5 mm Höhe. Das Unterhängen erfolgte entweder gleichzeitig mit dem Abteufen oder, falls das Gebirge fest war, auch in Sätzen von 12—15 m Höhe.

Im untersten Ringe eines Satzes waren 6 Vergußlöcher *v* (Abb. 211) angeordnet, außerdem waren in jedem dritten Ringe viereckige Löcher *l* für

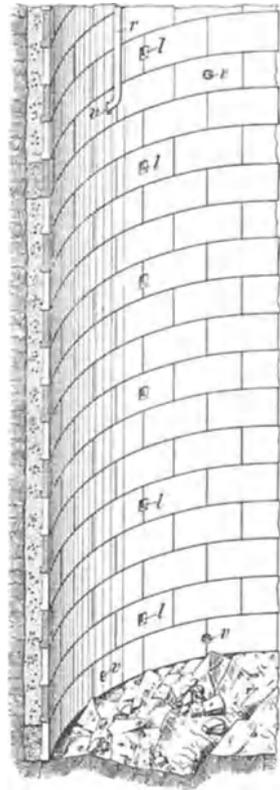


Abb. 211. Drouetscher Schachtausbau in senkrechtem Schnitt und Ansicht.

<sup>1)</sup> Rev. de l'Ind. min. 1922, Nr. 46, S. 599 u. f.; Drouet: Procédé de fonçage par creusement et muraillement simultanés.

die Schachteinstriche  $e$  vorgesehen (Abb. 212). Durch die Vergußlöcher des unteren Ringes wurde der Raum zwischen Formsteinen und Gebirge zunächst mit einem schnellbindenden Zemente hinterfüllt; weiter wurden die Einstriche in die vorgesehenen Löcher geschoben und die offenen Fugen mit einem schnellbindenden Mörtel verschmiert. Das Hinterfüllen mit Gußbeton erfolgte sodann von über Tage her mittels zweier Stahlrohrleitungen  $r$  (Abb. 211) von 160 mm lichtem Durchmesser durch die 6 Vergußlöcher des nächsthöheren Satzes, die zu diesem Zwecke wieder geöffnet und nach unten hin durchgespitzt wurden. Das Hinterfüllen eines Satzes von 12 m Höhe dauerte nur 8 Stunden.

Die Vorteile des Verfahrens liegen in der schnellen Ausfüllung des zwischen den Formsteinen und dem Gebirge verbleibenden Zwischenraumes und in dem Fortfall jedes vorläufigen Ausbaues. Hieraus ergeben sich gegenüber der Mauerung nicht unerhebliche Ersparnisse, die z. B. für die Schächte der genannten französischen Bergwerksgesellschaft auf 23% errechnet wurden. Nachteilig ist jedoch die teure Erzeugung der Formsteine, die durch die genaue Bearbeitung der Versteifungseisen bedingt ist. Auch erfordert das Einbringen der Steine Aufmerksamkeit und Sorgfalt, wenn die Formsteine einen wahren Kreis bilden und die Schachtstöße genau senkrecht sein sollen.

**152. — Ausführungsbeispiele für eine mit Lehrgerüst hergestellte Stampfbetonwand.** Bei dem von der Firma Franz Schlüter zu Dortmund ausgeführten Ausbau des Schachtes Rheinelbe VI bei Gelsenkirchen mit Eisenbeton ging man wie folgt vor<sup>1)</sup>: Das Betonieren erfolgte entsprechend dem Fortschreiten des Abteufens in einzelnen Absätzen von 28—35 m Höhe, indem der zuerst eingebaute, aus eisernen Ringen mit Eisenblechverzug bestehende, vorläufige Ausbau wieder entfernt wurde. Der Fuß für jeden Betonierabsatz wurde in der aus Abb. 213 ersichtlichen Weise dadurch hergestellt, daß ein Bohlenkranz  $h$  auf zwei, auf Bolzen  $b$  ruhenden Ringen  $t_1$  und  $t_2$  verlagert wurde. Das Lehrgerüst (Abb. 214) bestand aus eisernen  $\sqcup$ -Ringen  $R$ , die aus je 4 Segmenten zusammengesetzt waren, und aus besonders für den Zweck hergerichteten Schalungsblechen  $B$ . Der unterste Lehring wurde auf dem Bohlenkranze des Fußes genau in Lot und Wage gebracht. Auf die obere Kante dieses Ringes setzte man die entsprechend gekrümmten Schalungsbleche von 75 cm Höhe, 74 cm Breite und 3 mm Stärke. Auf den durch die Bleche gebildeten Ring wurde ein neuer  $\sqcup$ -Eisenring gelegt, wobei

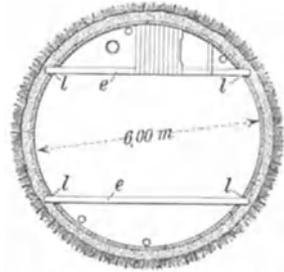


Abb. 212. Drouetscher Schachtausbau im Schnitt.

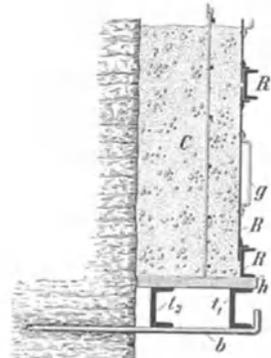


Abb. 213. Fuß eines Eisenbetonabsatzes entsprechend Abb. 214.

<sup>1)</sup> Glückauf 1909, Nr. 18, S. 622 u. f.; Kaufmann: Das Abteufen des Schachtes Rheinelbe VI mit Eisenbetonausbau im Steinkohlengebirge.

die unten und oben an die Verschalungsbleche angenieteten Winkeleisen  $w$  (s. Abb. 214) als Trageflächen dienten. Die senkrecht angebrachten T-Eisen  $t$  waren lediglich als Fugendichtung zwischen den einzelnen Blechen angeordnet. Ringe und Bleche wurden durch eingesteckte Bolzen zusammengehalten und bildeten so eine nach außen, d. h. nach dem Gebirg-

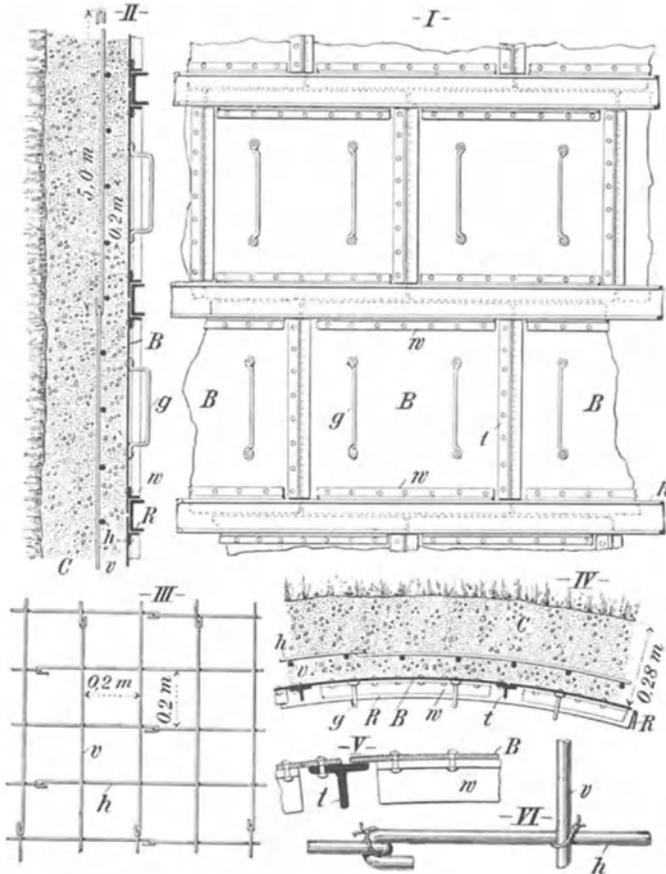


Abb. 214. Schachtausbau mit Eisenbeton unter Verwendung eines Lehrgerüsts.

stoße hin, völlig glatte und von diesem durchschnittlich 30 cm entfernte Wand.

Als Einlagen benutzte man je 5 m lange und 2 cm starke Rundeisen, die nach der Nebenzeichnung III der Abb. 214 zu einem Netze von 20 cm Maschenweite zusammengebaut und mit ihren umgebogenen Enden in einander gehakt wurden. An den Kreuzungspunkten wurden die Stangen durch dünnen Bindedraht zusammengebunden.

Sobald 1—2 Lehrringe aufgestellt und die Eiseneinlagen eingebracht waren, wurde der frisch gemischte, etwa erdfeuchte Beton eingefüllt und

sofort in Schichten von 15—20 cm Höhe gleichmäßig und sorgfältig rund um den Schacht festgestampft. Nach den infolge des Einbaues der Ringe oder der Vornahme sonstiger Nebenarbeiten entstandenen Unterbrechungen beim Einstampfen des Betons wurde stets die abgebundene Oberfläche mit einem Stahlbesen abgekratzt, aufgeraut und mit Zementmilch besprengt, um eine gute Verbindung der alten mit der neuen Stampfschicht zu erzielen. Jedesmal wenn der Absatz bis zu der aus Abb. 215 ersichtlichen Höhe hochgeführt war, wurde das letzte, hohlkegelförmig gestaltete Stück mit einem schnellbindenden Zement von Hand ausgefüllt und verputzt.

Das Abbinden des Betons war in etwa einem Monat so weit erfolgt, daß Lehrringe und Bleche ausgebaut werden konnten.

Die Leistungen stellten sich auf etwa 3 m täglich. Die Kosten betragen 366  $\mathcal{M}$  je 1 m (entsprechend 61  $\mathcal{M}/\text{m}^3$ ), während die Kosten einer 3½—4 Stein starken Schachtmauerung, deren Widerstandsfähigkeit ungefähr gleich hoch anzusetzen ist, sich auf annähernd 500  $\mathcal{M}$  belaufen haben würden<sup>1)</sup>. Dazu wären aber noch die Kosten für die Meraus-schachtung des Gebirges gekommen, da bei gleichem lichten Durchmesser auf ein steigendes Meter Schacht rd. 13,5 m<sup>3</sup> Gebirge mehr hätten hingewonnen und gefördert werden müssen.

Bei Fortfall der Eisenbewehrung und Hochführen einer einfachen Stampfbetonwand lassen sich die Leistungen wesentlich steigern. Beim Abteufen des Schachtes Auguste Victoria 4 hat man in diesem Falle tägliche Leistungen von 10—12 m erreicht<sup>2)</sup>. Die Kosten einer Stampfbetonwand ohne Eiseneinlagen sind etwa 50—70  $\mathcal{M}/\text{m}^3$ , wobei mittlere Wandstärken und Schachtdurchmesser angenommen sind.

**153. — Der Breilsche Verbundausbau** (s. auch Ziff. 117 u. Ziff. 150) besteht aus doppelt-ringförmigem, schmiedeeisernem Gitterwerk, das durch Quer- und Längsverbindungen versteift und mit Beton ausgestampft wird. Dieser Ausbau wird in einer leichten Form unter Verzicht auf völlige Wasserdichtigkeit und in einer schweren, wasserdichten Form als Ersatz für den Gußringausbau angewandt<sup>3)</sup>.

Für den leichten Verbundausbau (s. Abb. 216 unten) werden die über Tage fertiggestellten Ringteile *a* des Gitterwerks von 1—1,5 m Höhe und 3—5 m Länge im Schachte zu einem geschlossenen Ringe miteinander verbunden. Der Ring wird durch Holzkeile gegen den Stoß verspannt und sodann unter Vorbau einer zeitweiligen Verschalung einbetoniert. Für den Ansatz des Betonfußes wird das Gebirge an dieser Stelle etwas tiefer ausgeschossen. In gebräuchlichem Gebirge ist auch ein Unterhängen des Gitterwerks möglich, wobei man die Außenseite mit einem engmaschigen Draht-

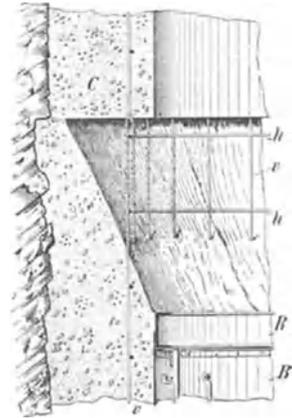


Abb. 215. Der obere Anschluß eines Eisenbetonabsatzes entsprechend Abb. 214.

<sup>1)</sup> Für die Jetztzeit erhöhen sich die Kosten um etwa 50 %.

<sup>2)</sup> Glückauf 1930, Nr. 18, S. 597 u. f.; Schmid: Das Abteufen des Schachtes Auguste Victoria 4.

<sup>3)</sup> S. Anm. <sup>1)</sup> auf S. 129.

gewebe *b* verziehen kann, um die Stöße einstweilig zu sichern, bis nachträglich die Betonfüllung eingebracht wird.

Bei der schweren, wasserdichten Form des Verbundausbaues (Abb. 216 oben) erhält das Gitterwerk eine Außenwand *c* aus Blech von etwa 3 mm

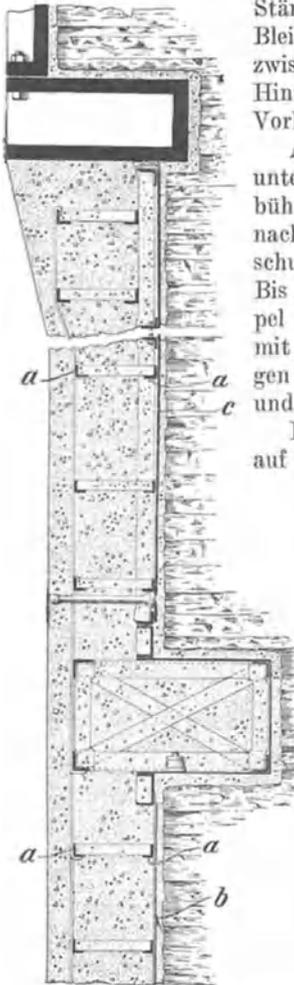


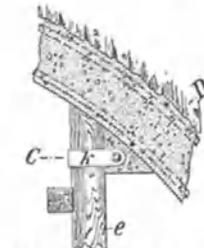
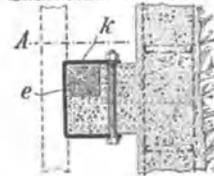
Abb. 216. Brei'scher Verbundausbau.

Stärke. Die Fugen des Blechmantels werden durch Bleieinlagen und Verschraubung gedichtet. Der Raum zwischen Blechmantel und Gebirgstoß wird durch Hintergießen mit Zement verfüllt. Darauf erfolgt nach Vorbau der Verschalung das Betonieren.

Auch dieser Ausbau kann entweder aufgebaut oder untergehängt werden. Als Unterlage für die Arbeitsbühnen werden zur Vermeidung einer Schwebebühne nach Abb. 217 Einstriche *e* benutzt, die in Eisenbetonschuhen verlagert werden und endgültig liegen bleiben. Bis zur Erhärtung des Betons werden sie durch Stempel unterstützt und darauf durch Flacheisenbügel *k* mit dem Auflager fest verbunden. Die Einstriche liegen in ihrer ganzen Ausdehnung vor der Schachtwand und können nötigenfalls leicht ausgewechselt werden.

Der Verbundausbau stellt sich nach den Erfahrungen auf den Zechen Ewald-Fortsetzung und Con-

*Schnitt nach der Linie C.D.*



*Schnitt nach der Linie A-B.*

Abb. 217.

Einstrich-Verlagerung auf Eisenbetonschuhen.

stantin der Große etwa 50% billiger als der Ausbau mit Gußringen. Je Meter wurden die Kosten 1917 mit etwa 1400 *M* angegeben, während der Gußringausbau etwa 2600 *M* erfordert haben würde. Auf den Schächten Friedrich Ernestine und Graf Beust 5 haben bei lichten Schachtdurchmessern von 3,4 und 4 m die Kosten des Brei'schen Ausbaues je Meter 1600 und 1850 *M* betragen<sup>1)</sup>.

**154. — Nachgiebigkeit des Betonausbaues.** Um der Verkürzung des Schachtes unter der Einwirkung des Abbaues Rechnung zu tragen, kann man in der Schachtauskleidung waagerechte Quetschfugen anordnen und diese mit leicht zusammendrückbaren Stoffen *h*, z. B. Holz oder Ziegel-

<sup>1)</sup> Glückauf 1925, Nr. 36, S. 1109 u. f.; von den Brincken: Neuere Erfahrungen mit dem Eisenbeton-Verbundausbau von Breil.

steinen, ausfüllen (Abb. 218)<sup>1)</sup>. Auf den Rheinelbeschächten bei Gelsenkirchen hat man etwa 25 cm hohe Ausdehnungsfugen zwischen 20—50 m hohen Betonabsätzen offen gelassen. Zweckmäßig spart man diese Fugen gleich bei der Herstellung der Betonwand aus, indem man den oberen Ausbauabsatz durch Holzklötze abstützt. Mehrfach hat man aber auch die Fugen erst nachträglich ausgespitzt, wenn das Gebirge unruhig zu werden begann. Die senkrechten Eiseneinlagen kann man zwar durchlaufen lassen, wodurch die einzelnen Betonabsätze in einem gewissen Verbande miteinander bleiben. Bei Annäherung der Absätze biegen sich aber die Einlagen aus, und es können Betonschalen abgesprengt werden. Deshalb unterbricht man besser die Einlagen, so daß die gegenseitige Annäherung der Absätze ohne Hindernis vor sich gehen kann.

Breil hat für seinen Verbundausbau zur Erzielung der Nachgiebigkeit die in Abb. 219 dargestellte stopfbüchsenartige Einrichtung vorgeschlagen, bei der unter Zusammenquetschen der Holzpackungen  $h$ ,  $h_1$  der obere und untere Ausbauteil  $b$  und  $c$  sich einander nähern können. Bei starkem Wasserandrang können die beiden einander umschließenden Schachtteile durch Asphalt  $a$  gegeneinander abgedichtet werden.

Es ist anzunehmen, daß die oben beschriebenen, einfachen Fugen, die leichter herzustellen und zu überwachen sind, in den meisten Fällen genügen werden.

**155. — Rückblick auf die verschiedenen Ausbauarten.** Keines der in den Ziffern 149—154 behandelten Verfahren besitzt gegenüber den übrigen eine ausgesprochene Überlegenheit. Je nach den Verhältnissen kann jede der Ausbauarten angebracht sein. Den einfachen Formsteinausbau wird man wählen, wenn die Schachtstöße bald gesichert werden müssen, für die Dauer aber außergewöhnliche Druckwirkungen nicht zu befürchten sind. Steht das Gebirge einstweilen ruhig, so daß Druckäußerungen erst später zu erwarten sind, so ist die Anwendung von Stampfbeton unbedenklich. Eiseneinlagen erhöhen die Biegezugfestigkeit wesentlich. Die Widerstandsfähigkeit gegen ungleichmäßigen Gebirgsdruck hängt im wesentlichen von der Stärke der Eisenbewehrung ab und kann so weitgehend gesteigert werden. Allerdings wachsen mit der Stärke der Eisenbewehrung auch die Kosten. Die Verwendung von Formsteinen als Verschalung hat sich bewährt. Ob das Unterhängen der Verschalungsformsteine als Fortschritt zu bezeichnen ist, dürfte zweifelhaft sein. Gußbeton läßt sich schnell einbringen, erreicht aber nicht die Festigkeit eines gut hergestellten Stampfbetons.



Abb. 218.  
Schächtausbau  
mit Quetschein-  
lagen.

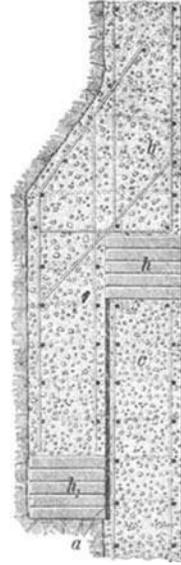


Abb. 219. Schacht-  
Stopfbüchse nach  
Breil.

<sup>1)</sup> Glückauf 1926, Nr. 28, S. 889 u. f.; Riepert, Schlüter, von Stegmann: Neuzeitliche Betonbauweisen im Bergbau.

### c) Gußringausbau (Küvelage).

156. — **Einleitende Bemerkungen.** In allen Gruben ohne Deckgebirge oder mit wasserdurchlässigem Deckgebirge, die durch ihren Abbau das Hangende entwässern, wird ein völlig wasserdichter Schachtausbau nicht notwendig sein, da die Wasser in jedem Falle bis in die Grubenbaue niedergezogen werden. Häufig ist aber (und namentlich trifft dies für den nördlichen Teil der rheinisch-westfälischen Steinkohlenablagerung und für den Kalisalzbergbau zu) ein Deckgebirge mit wasserstauenden Schichten vorhanden, die durch einen sorgfältig geführten Abbau nicht zerrissen werden. In allen solchen Fällen besteht die Möglichkeit, die über den wasserstauenden Schichten befindlichen Wasser durch wasserdichten Schachtausbau von den Grubenbauen fernzuhalten und dadurch die unterirdischen Zuflüsse zu vermindern, den Schacht trocken zu halten und Wasserentziehungen über Tage zu vermeiden.

Die bisher einzige Schachtauskleidung, die bei mehreren hundert Metern Tiefe dem vollen Drucke einer Wassersäule von entsprechender Höhe mit Sicherheit standzuhalten vermag und deshalb tatsächlich wasserdicht hergestellt werden kann, ist diejenige mit Gußringen (Tübbings). Der Gußringausbau kann aus Ringteilen (Segmentstücken), die zu einem vollen Ringe zusammengesetzt werden, oder aus ganzen, in einem Stücke fertig gegossenen Ringen (Schachtringen), die als solche in den Schacht eingelassen werden, bestehen. Die aus einzelnen Ringteilen zusammengesetzten oder die fertigen Schachtringe werden im Schachte übereinander aufgebaut, so daß gleichsam ein geschlossenes Rohr aus Gußeisen entsteht, dessen Wandung die Schachtauskleidung darstellt. Man nennt diese insgesamt Küvelage und spricht demgemäß von einem Ausküvelieren des Schachtes.

157. — **Englischer und deutscher Gußringausbau.** Man unterscheidet englischen und deutschen Gußringausbau. Englische Gußringe sind bei uns seit mehreren Jahrzehnten nicht mehr neu eingebaut worden. Jedoch

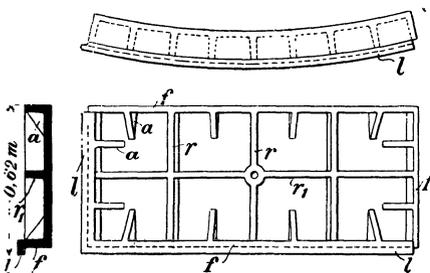


Abb. 220. Englischer Gußringteil.

steht eine größere Zahl von Schächten noch in diesem Ausbau. Die englischen Gußringteile (Tübbings) besitzen (Abb. 220) äußere Flanschen  $f$ , so daß die innere Schachtwand glatt erscheint. Neben den Flanschen sind gewöhnlich noch Verstärkungsrippen  $r$  und  $r_1$ , die senkrecht und waagrecht verlaufen, und Ansätze  $a$  zum Abstützen der Flanschen vorgesehen. In der Mitte be-

findet sich ein Loch, das zum Einhängen des Ringteiles und zum Wasserabfluß während des Dichtens der Auskleidung dient. Die englischen Gußringe besitzen keine bearbeiteten Flanschenflächen. Diese bleiben vielmehr in dem Zustande, wie er sich beim Gießen ergibt, was zur Folge hat, daß die Ringteile stets mehr oder weniger schiefwinklig sind und die Seiten nicht völlig parallel verlaufen. Die Dichtung erfolgt durch Holzbrettchen und Holzkeile. Die Ringteile des deutschen Ausbaues (Abb. 221) dagegen

haben ihre Flanschen  $f$ , Verstärkungsrippen  $r_1$  und Ansätze  $a$  auf der Innenseite, und die Außenwand des Schachtes, die dem Gebirge anliegt, ist glatt. Die Ringteile werden mit bearbeiteten Flanschenflächen geliefert, so daß sie genau zusammenpassen und unter Anwendung einer Bleidichtung miteinander verschraubt werden können. Die

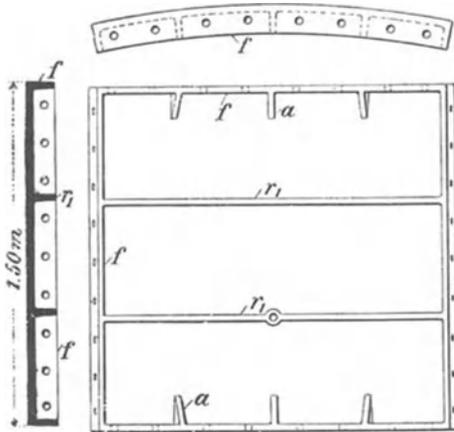


Abb. 221. Deutscher Gußringteil.

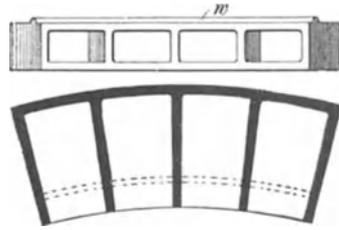


Abb. 222. Keilkranz-Teilstück für englischen Gußringausbau.

Auskleidung bildet so ein starres, wasserdichtes Ganzes, wogegen sie bei englischem Ausbau eine gewisse Nachgiebigkeit besitzt.

Während die englischen Gußringe nur 300 mm hoch zu sein pflegen, beträgt die Höhe der deutschen Ringteile gewöhnlich 1,5 m. Die ungefähre Breite der Ringteile im Verhältnis zur Höhe ergibt sich aus den Abbildungen 220 und 221.

158. — **Keilkränze.** Zur sicheren Verlagerung der Gußringsäule dienen die Keilkränze, die gleichsam den Fuß bilden, mit dem sich die Auskleidung auf das Gebirge stützt. Außerdem sollen die Keilkränze verhindern, daß das hinter der Eisenwand stehende oder herunterickernde Wasser unterhalb der Wandung in den Schacht treten kann. Entsprechend dieser doppelten Aufgabe muß der Keilkranz einerseits genügend weit in das Gebirge hineingreifen, um eine feste, unnachgiebige Lagerung zu finden, und muß anderseits wasserdicht an den Gebirgstoß angeschlossen werden.

Aus dem Gesagten folgt, daß auch das Gebirge, in dem der Keilkranz verlagert wird, fest und wassertragend sein muß, wenn dieser seine Aufgabe erfüllen soll. Der Abstand, in dem die Keilkränze voneinander gelegt werden, schwankt in weiten Grenzen. Wenn man z. B. hoffen kann, starke Wasserzugänge durch das Einbringen eines neuen Keilkranzes abzuschließen, so wird man dies tun, sobald man eine geeignete Schicht hierfür findet, auch wenn man den nächstoberen Keilkranz erst um wenige Meter unterteuft hat. Ist das Gebirge trocken und stand-

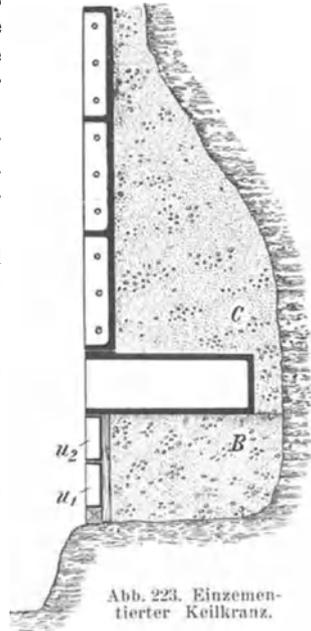


Abb. 223. Einzementierter Keilkranz.

haft, so wählt man größere Absätze. Im allgemeinen sind Abstände von 20—50 m die Regel.

Ein Keilkranz ist ein aus gußeisernen Teilstücken von 200—300 mm Höhe und 400—750 mm Breite zusammengebauter Ring, dessen lichte Weite der lichten Weite des Küvelageschachtes entspricht. Die einzelnen Ringteile sind, wie es die Abb. 222 zeigt, hohl mit mehreren senkrechten Verstärkungsrippen und offener Vorderseite gegossen. Die Wandstärke ist etwas größer als diejenige der zu tragenden Gußringe; die Zahl der Ringteile schwankt je nach dem Durchmesser des Schachtes zwischen 6 und 12 Stück. Die Keilkränze für deutsche Gußringe unterscheiden sich von denjenigen für englische nur durch die Schraubenlöcher, die die Verbindung der Ringteile untereinander ermöglichen.

#### 159. — Herrichtung des Keilkranzbettes.

Die Arbeiten für das Legen des Keilkranzes beginnen mit der Herrichtung des Keilkranzbettes. Es wird mit Keilhaue oder Abbauhammer und mit Fäustel und Spitzeisen genau waagrecht ausgearbeitet. Wo es möglich ist, läßt man das im Schachte befindliche Wasser zeitweise so weit ansteigen, daß der Wasserspiegel soeben das Keilkranzbett erreicht. Man merkt so etwaige Unebenheiten am leichtesten.

Statt das Bett im Gebirge selbst auszuarbeiten, kann man es auch künstlich durch Betonierung oder Mauerung schaffen. Es empfiehlt sich das nicht nur in harten Schichten, in denen eine ebene und glatte Fläche auszuspitzen schwierig ist, sondern auch in schlechtem, unzuverlässigem Gebirge, das dem Keilkranz keine genügend sichere Unterlage bietet. Man teuft dann etwas tiefer ab und richtet darauf das Keilkranzbett her. Abb. 223 zeigt ein durch Betonierung hergestelltes und Abb. 224 ein aufgemauertes Bett. Die Oberfläche muß in sorgfältiger Weise waagrecht und glatt verputzt werden.

#### 160. — Das Legen und Verkeilen des Keilkranzes.

Auf dem Bette werden die Teilstücke zu einem Ringe zusammengelegt, dessen waagerechte Lage mittels einer Wasserwaage (Abb. 225) sorgfältig und wiederholt nachgeprüft wird. Der entstehende Kreis wird genau in die Schachtachse eingelotet, wobei bei Keilkränzen für englische Gußringe zwischen die Ringteile Dichtungsbrettchen gelegt werden. Hierdurch wird der lichte Durchmesser des zunächst gebildeten Kreises etwas größer, als er schließlich nach Fertigstellung der Verkeilung sein soll. Bei

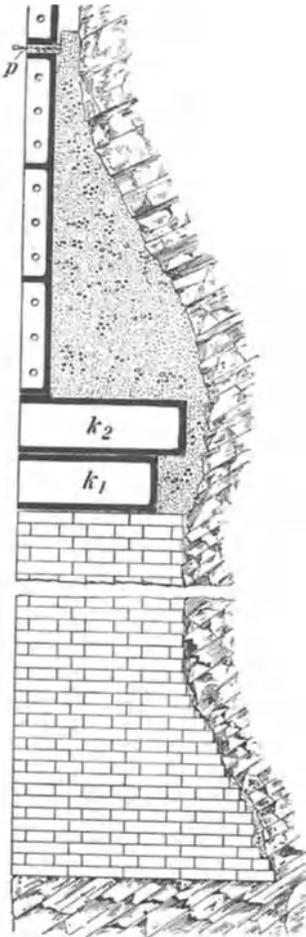


Abb. 224. Doppelter Keilkranz auf Mauerfuß in Zementbettung mit Anschlußverkeilung an einen hängenden Gußringabsatz.

Keilkränzen für deutsche Gußringe werden die Segmente nach Zwischenlegen einer Bleidichtung miteinander verschraubt. Der Raum zwischen dem äußeren Kreisrande der Segmente und dem Gebirgstöße wird nun mit Holzklötzchen und Bretterstückchen möglichst dicht ausgefüllt und sodann verkeilt (piko tiert). Das bedeutet, daß man rund herum in mehrfach wiederholter Kreislinie zunächst Flachkeile und sodann Spitzkeile (picot = Spitzkeil) aus Pitchpine-Holz so

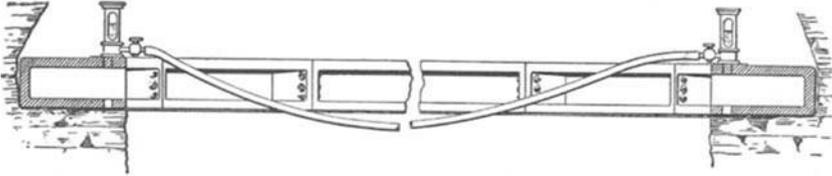


Abb. 225. Wasserwaage zum Einwägen der Keilkränze.

lange in die Holzlage eintreibt, wie dies noch irgendwie möglich ist. Während des Verkeilens muß der Keilkranzring immer wieder eingelotet werden, damit Seitenverschiebungen vermieden oder durch kräftigere Verkeilung auf der zurückgewichenen Seite wieder ausgeglichen werden. Wenn zum Schlusse der Holzkranz so fest geworden ist, daß hölzerne Keile nicht mehr einzutreiben sind, so pflegt man noch einen Kreis Stahlkeile folgen zu lassen. Nach beendigtem Verkeilen soll ein völlig wasserdichter Anschluß des Eisenringes an das Gebirge erzielt sein.

Das Ausspitzen des Keilkranzbettes, das Legen des Keilkranzes und das Verkeilen pflegt einen Zeitraum von 3—4 Tagen in Anspruch zu nehmen, wovon 1—2 Tage auf die Herrichtung des Bettes und etwa 2 Tage auf das Legen des Keilkranzes und das Verkeilen entfallen.

161. — **Doppelter Keilkranz.** Man legt in neuerer Zeit häufig der Sicherheit halber zwei Keilkränze übereinander. Nach Aufbau der Gußringsäule wird auch die waagerechte Fuge zwischen den beiden Keilkränzen, in die vorher Holzbrettchen gelegt waren, gedichtet und verkeilt. Der nächstuntere Gußringabsatz wird später bis an den oberen Keilkranz herangeführt und gegen diesen gedichtet (Abb. 226). Der hierbei erzielte Vorteil ist, daß etwaige geringe Bewegungen des oberen Keilkranzes nicht unmittelbar auch die Wasserdichtigkeit des unteren in Frage stellen.

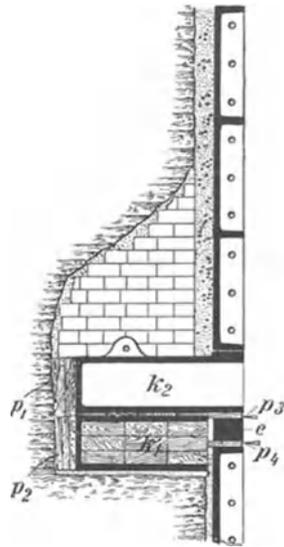


Abb. 226. Doppelter Keilkranz mit Anschluß des unteren Gußringausbaues.

162. — **Sonstige Abdichtungen von Keilkränzen.** Mehrfach hat man mit gutem Erfolge die Keilkränze einzementiert und auf die eigentliche Verkeilung gänzlich verzichtet. Eine solche Abdichtung ist bei weichem Gebirge empfehlenswert, in dem die Verkeilung nicht ein genügend sicheres Widerlager am Gebirgstöße findet.

In der Regel stellt man hierbei schon das Keilkranzbett durch Betonierung (Abb. 223) oder Mauerung (Abb. 224) her (s. Ziff. 159). Nachdem der Keilkranz eingebaut ist, wird er mit Beton hinterfüllt und verstampft, und alle Fugen werden sorgfältig vergossen.

Ferner hat man in mehreren Fällen, insbesondere beim Gefrierschachtverfahren, den Raum zwischen Keilkranz und Gebirgstöß mit Moos ausgestampft.

Die gleiche Zuverlässigkeit wie von einer ordnungsmäßig durchgeführten Verkeilung wird man freilich von diesen Abdichtungen nicht erwarten dürfen.

**163. — Verstärkungsringe, Tragkränze.** Wo es nicht auf einen dichten Abschluß der oberen Schachtwasser ankommt und nur eine Verstärkung der Gußringsäule gegen einseitigen Druck und gegen Knickgefahr erwünscht ist, baut man an Stelle der Keilkränze in Abständen von 7,5—15 m Verstärkungsringe oder Tragkränze ein, die nach außen hin vorspringen und wie die Gußringsäule ohne besondere Vorsichtsmaßnahmen mit Beton hinterstampft werden. Die Form dieser Verstärkungsringe ist diejenige eines schmalen Keilkranzes oder eines in Form eines Keiles nach außen verbreiterten Ringes

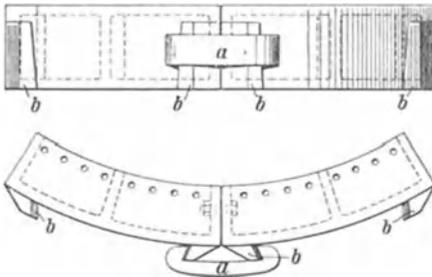


Abb. 227. Verbindung der Keilkranzteile nach Haniel und Lueg.

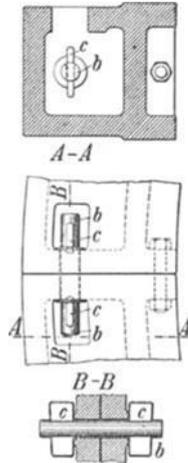


Abb. 228. Verbindung der Keilkranzteile nach Schachtbau Thyssen.

(s. Abb. 239, S. 182). Mehrfach hat man Vorsorge gegen ein Klaffen der Ringteile im Falle einseitigen Druckes getroffen. Nach Abb. 227 (Bauart Haniel und Lueg) greifen Klammern *a* über keilförmig geschnittene Knaggen *b*, die an die Außenenden der Segmente angegossen sind. Nach Abb. 228 (Bauart Schachtbau Thyssen) werden die Ringteile nahe ihrer Rückwand durch hindurchgesteckte Bolzen *b* und Keile *c* zusammengehalten.

**164. — Der Einbau und das Verkeilen der englischen Gußringteile.** Beim Einbau werden die englischen Gußringteile dadurch zu Ringen zusammengefügt, daß die einzelnen Stücke lose nebeneinander gesetzt werden, wobei der unterste Ring auf den inneren Rand des Keilkranzes zu stehen kommt. Der Raum zwischen den inneren Ringen und dem Gebirge wird mit Beton oder kleinen Gebirgstücken oder Ziegelschrot verfüllt, so daß die Ringteile in ihrer Lage gehalten werden. Damit keine durchlaufenden senkrechten Fugen entstehen, werden die einzelnen Stücke der verschiedenen Ringe gegeneinander versetzt.

Zum Zwecke der Dichtung werden zwischen Keilkranz und Gußringteile und zwischen diese unter sich in die waagerechten sowohl wie in die senkrechten Fugen Weiden- oder Kiefernholzbrettchen von 7—15 mm Stärke, 10 cm Breite und 10—20 cm Länge gelegt, die nach Aufbau der Ringsäule verkeilt werden. Das Verkeilen besteht darin, daß man von unten nach oben aufsteigend ähnlich wie bei der Verkeilung der Keilkränze (Ziff. 160) zunächst flache Holzkeile und später, wenn diese keinen Platz mehr finden, schlanke Spitzkeile aus Pitchpine-Holz in die Fugen und in die zwischengelegten Dichtungsbrettchen so lange eintreibt, bis eine wasserdichte Holzlage zwischen den Ringteilen geschaffen ist. Damit die Dichtungsbrettchen beim Eintreiben nicht ausweichen können, sind sowohl an der Oberfläche des Keilkranzes wie an je zwei Seiten der Ringteile vorspringende Leisten *w* (s. Abb. 222) bzw. *l* (Abb. 220) angegossen, die als Halt und Widerlager für die Brettchen dienen. Ist das erste Verkeilen beendet, so wird das mittlere Tübbingsloch, das so lange dem Wasser den Abfluß gestattete, mittels eines eingetriebenen Holzpflockes verschlossen. Etwa sich noch zeigende Undichtigkeiten werden durch ein nachträgliches Verkeilen beseitigt.

Völlige Wasserdichtigkeit ist auf die Dauer im Falle von Gebirgsbewegungen schwer zu erzielen. Diesem Mangel hat man in einzelnen Fällen nachträglich durch Zementieren des anschließenden Gebirges (s. 7. Abschn., Ziff. 118 u. f.) abzuhelfen versucht<sup>1)</sup>.

**165. — Die Dichtung des deutschen Gußringausbaues.** Schon in Ziff. 157 ist im allgemeinen die Verbindung der Ringteile untereinander durch Schrauben unter Verwendung von Dichtungstreifen aus Blei erwähnt. Man nahm früher an, daß durch den Druck des Gebirges und der Verschraubung die  $2\frac{1}{2}$ —3 mm starken Bleibleche über die Fließgrenze hinaus beansprucht würden und so eine tatsächliche Dichtung sichergestellt wäre. Dies trifft mit einiger Sicherheit nur für die senkrechten Flanschen zu, die den Gebirgsdruck aufzunehmen haben. Auf die waagerechten Flanschen dagegen wirkt nur das Gewicht der Gußringsäule, das zum großen Teile noch durch die Gebirgsreibung getragen wird. Das Anziehen der Schrauben allein genügt aber, wie Versuche gezeigt haben, bei weitem nicht, um die dünnen Bleibleche zum Fließen zu bringen. Vor Undichtigkeiten muß man sich deshalb in erster Linie durch Verstemmen schützen. Dies kann von Hand oder besser mit Drucklufthämmern, die gegen schmale Stemmeisen arbeiten, geschehen. Wo das Zurückstemmen des Bleies nicht zum Ziele führte, hat man auch Kupferdrähte in die Fugen eingetrieben.

Da das Wasser manchmal bis zu den Schraubenlöchern gelangt und durch diese in den Schacht tritt, sucht man sie noch besonders abzudichten. Es geschieht dies zunächst durch Bleiringe *b* (Abb. 229), die oben und unten um die Schraubenbolzen gelegt und beim Anziehen der Muttern durch die konischen Ausdrehungen in den Flanschen selbst und in den Unterlegscheiben *s* gegen die Bolzen gepreßt werden. Die Tiefbau- und Kälte-Industrie A.-G. zu Nordhausen dichtet weiter die Schraubenbolzen und etwa zwischen Bleiblech *d* und den Flanschen verbliebene, geringe Spalt-

<sup>1)</sup> Glückauf 1922, Nr. 27, S. 833 u. f.; Morsbach: Die Abdichtung eines wasserdurchlässig gewordenen Tübbingschachtes durch Versteinung.

räume durch Einpressen von Zementmilch ab, die, wie es die Abb. 229 veranschaulicht, durch den hohlen Schraubenbolzen mittels des Anschlußstückes e zugeführt wird. Hierdurch wird die Wirkung des Verstemmens weiter unterstützt.

In einziehenden Schächten wird häufig in kalten Wintern die Gußringauskleidung undicht, was auf die Verkürzung der Eisensäule durch die Erniedrigung der Temperatur zurückzuführen ist. Hier kann unter Umständen eine Ausmauerung der Räume zwischen den Flanschen Abhilfe schaffen, da sie die Eisenwand vor den starken Temperaturschwankungen schützt<sup>1)</sup>. Auch für die Bewetterung wird solche Glättung der Schachtwandung nur nützlich wirken.

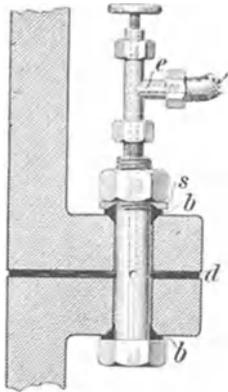


Abb. 229. Dichtung der Schraubenlöcher.

Die an sich lästigen Undichtigkeiten können für den Schacht verhängnisvoll werden, wenn dem unter hohem Druck stehenden Wasser feiner Sand beigemischt ist, wie das Ersaufen des Schachtes Wallach I (Niederrhein) im Jahre 1921 gezeigt hat. Hier war die Abdichtung des Verschlußdeckels eines Vergußlochs undicht geworden und ließ zunächst nur wenig Wasser durch. Der gleichzeitig austretende feine Sand aber fräste die Öffnung in etwa 15 Minuten so stark aus, daß das austretende Wasser nicht mehr gehalten werden konnte.

**166. — Der Einbau der deutschen Gußringe von unten nach oben.** Die deutschen Gußringe wurden früher stets von unten nach oben eingebaut. Dieser Einbau verläuft, wenn man von der Verschraubung und Dichtung absieht, ähnlich demjenigen der englischen Gußringe, so daß darüber nichts weiter gesagt zu werden braucht. Auch die Verlagerung der Keilkränze, deren einzelne Teilstücke in diesem Falle ebenfalls durch Schrauben miteinander verbunden werden, bietet nichts Bemerkenswertes. Der zwischen Eisenwand und Gebirgstoß verbleibende Raum wird sorgfältig mit Beton (1 Teil Zement, 3—5 Teile Sand) verstampft, damit keine Hohlräume entstehen, die zu Gebirgsbewegungen und ungleichmäßigen Beanspruchungen der Auskleidung führen können.

Was die Leistungen beim Einbau deutscher Gußringe von unten nach oben angeht, so kann man rechnen, daß täglich durchschnittlich 4—5 Ringe, also 6—7,5 m, eingebaut und fertiggestellt werden können. Wenn hinter den Gußringen eine Eisenbetonwand (s. Ziff. 174) eingebracht wird, so sinkt die Leistung auf 3,5—4 m je Tag.

**167. — Der obere Anschluß.** Nach Möglichkeit richtet man die Entfernung der einzelnen Keilkränze voneinander so ein, daß zwischen dem Rande des obersten Ringes und dem Keilkranze nur eine schmale Fuge bleibt, die verkeilt werden kann. Je höher diese Fuge ist, um so leichter können die Holzkeile durch den äußeren Wasserdruck in den Schacht zurückgetrieben und herausgeschleudert werden, um so unzuverlässiger ist also die Verkeilung. Die Anschlußpikotagen werden deshalb zweckmäßig gegen das Herausfliegen

<sup>1)</sup> Glückauf 1922, Nr. 48, S. 1437/38; Gilfert: Abdichtung wasserdurchlässig gewordener Tübbingschächte.

gesichert. Es geschieht dies meist nach Abb. 230 durch eine keilförmige Ausgestaltung der Fuge und durch Vorbau eines starken Flacheisenringes, der durch Schrauben gehalten wird. Freilich hat dieses Mittel in einzelnen Fällen nicht genügt. Besser noch kann die Pikotage gesichert und gleichzeitig sorgfältig hergestellt werden, wenn sie nach dem von Jungeblodt und Niepmann angegebenen Verfahren von der Gebirgsseite her erfolgt (Abb. 231). Hinter dem obersten Ring *a* eines Gußringsatzes wird durch Erweiterung des Schachtstoßes ein Arbeitsraum hergestellt, von dem aus die Schachthauer die Holzkeile *b* einbringen. In dem obersten Ring sind als Zugang zum Arbeitsraum und für die Wetterführung zwei Mannlöcher vorgesehen, die später durch Stahlgußstopfen *c* verschlossen werden. Das Verfahren ist auf der Kaligrube Sachsen-Weimar angewandt worden und hat sich gut bewährt.

Wenn die Schlußfuge zu groß ist, so benutzt man zum Anschluß an den oberen Keilkranz Paßringe, die in der jeweils erforderlichen Höhe gegossen werden. Um zu vermeiden, daß durch etwaige nicht rechtzeitige Beschaffung eines solchen ein Zeitverlust entsteht, kann man mehrere fertige Paßringe von z. B. 2, 4, 6, 8

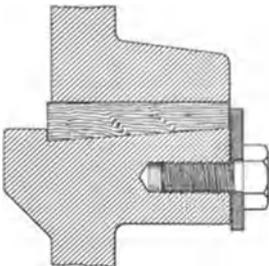


Abb. 230. Sicherung der Verkeilung.

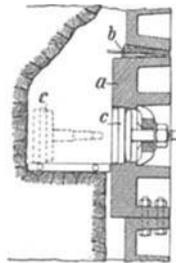


Abb. 231. Verkeilen von der Gebirgsseite.

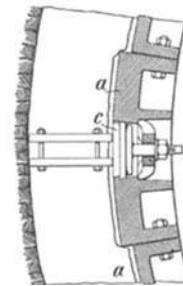


Abb. 232. Anschluß-Verkeilung zwischen zwei Gußringen.

und 10 cm Höhe vorrätig halten. Die Höhenlage des unteren Keilkranzes läßt sich leicht so genau bemessen, daß einer dieser Ringe als Paßring zum Schlusse des betreffenden Satzes zu verwenden ist. Wenn er verbraucht ist, wird sofort ein gleicher Ersatzring in Auftrag gegeben.

Die Verkeilung zwischen Keilkranz und Gußring hat gelegentlich dadurch zu Unzuträglichkeiten geführt, daß das Bodenstück des Keilkranzes infolge des beim Verkeilen wirksamen ungleichmäßigen Druckes brach. Auch sind solche Verkeilungsarbeiten insofern bedenklich, als schon sehr geringe Bewegungen des Keilkranzes genügen, um seine nach oben hin etwa erreichte völlige Wasserdichtigkeit in Frage zu stellen. Man zieht deshalb jetzt in der Regel vor, nach Abb. 232 einen Ring unter den

Keilkranz unterzuhängen und die Verkeilung zwischen zwei Gußringen anzuordnen.

Zum Anschlusse eines Gußringsatzes an eine darüber befindliche Mauerung führt man ihn ein Stück in die Höhe

und verfüllt den Zwischenraum nach Abb. 233 mit Beton. Ist die Mauerung hierfür zu eng, so muß zuvor ein Teil weggespitzt werden (Abb. 234). Auch kann man den Mauerfuß von vornherein auf einen Keilkranz setzen, um an diesen später die Gußringsäule in der gewöhnlichen Weise anzuschließen (Abb. 235).

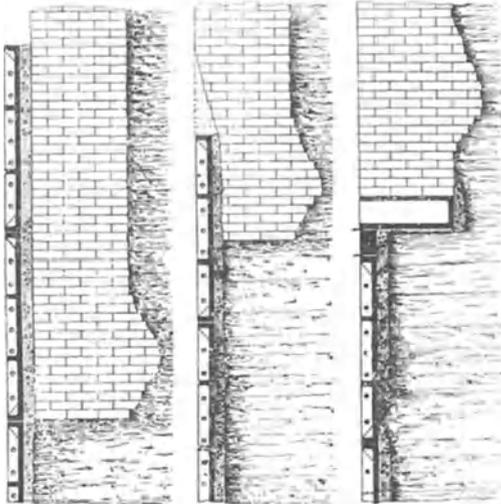


Abb. 233.      Abb. 234.      Abb. 235.  
Anschlüsse der Gußringwandung an die obere Mauerung.

168. — Das Unterhängen der Gußringe. Diese Art des Ausbaues ist zuerst im Jahre 1892 von der Firma Haniel & Lueg bei dem Braunkohlenschachte

Ernst bei Düderode am Harz durchgeführt, wo es sich um die Durchteufung

von stark treibenden Tonschichten handelte. Das Unterhängen erfolgt in der Regel von einem Keilkranze aus, kann aber auch von jedem irgendwie fest verlagerten Gußringe aus seinen Anfang nehmen. Diese Art des Einbaues wird durch Abb. 236 veranschaulicht. Das mit dem Förderseile eingelassene Ringstück  $s_2$  hängt an 4 Ketten, von denen 2 (mit  $k$  bezeichnet) in Haken und 2, die Sicherheitsketten (mit  $k_1$  bezeichnet), in Schrauben endigen. Sobald das Stück unten angekommen ist, werden die Sicherheitsketten gelöst, so daß es nur noch von den beiden Haken getragen wird. Nunmehr drücken die Arbeiter den Ringteil gegen den Stoß, wobei er von der Maschine so weit angehoben wird, daß er in die richtige Lage unter den Flansch des vorhergehenden Ringes kommt. Zwei eingesteckte Führungsbolzen  $f$  erleichtern diese Arbeit so lange, bis das Einstecken und Anziehen zweier Schrauben ermöglicht wird. Sobald diese tragen, können die Haken gelöst und die Führungsbolzen entfernt werden. Vorher ist schon das Bleidichtungsblech  $b_1$  unter den Flansch des oberen Ringteils  $s$  gelegt, wo es durch Klammern  $z$  gehalten wird. Jetzt werden auch die übrigen Schrauben eingesteckt und einstweilen lose angezogen. Gleichzeitig wird der senkrechte Flansch mit einer Bleidichtung versehen und mit dem Nachbarstück lose verschraubt. Für den letzten Ringteil wird der Stoß nach Abb. 237 weiter ausgearbeitet, so daß das Stück  $S$  eingeschoben und nach vorn in die richtige Lage gezogen werden kann. Sobald der ganze Ring zusammengesetzt ist, werden die Schrauben fest angezogen, wobei darauf zu achten ist, daß der Ring seine kreisrunde Form behält.

Sind mehrere Ringe untergehängt, so wird der Raum zwischen ihnen und dem Gebirgstoße durch Einspülen mit Zement ausgefüllt. Bei Wasserzugängen geschieht dies schon, wenn nur 2 oder 3 Ringe eingebracht sind, um möglichst schnell die zusitzende Wassermenge zu vermindern. Ist das Gebirge trocken (z. B. bei Gefrierschächten), so erfolgt das Zementieren erst, wenn etwa 6 Ringe im Schachte hängen.

Damit die Zementtrübe unten nicht ausläuft, verstopft man den Spalt zwischen dem unteren, äußeren Ringrande und dem Gebirge mit Lehm oder besser mit Stroh, Holzwolle oder trockenem Farnkraut, das die Eigenschaft starken Quellens besitzt, und schraubt, wie dies die Abb. 238 andeutet, nötigenfalls noch Bleche *a* an, die möglichst dicht an den Gebirgstoß herangeschoben werden. Mehrfach hat man auch den Ringspalt mit Bretterstücken ausgefüllt und diese Holzlage durch Verkeilen verdichtet (Abb. 239 und 240). Man erhält so einen tatsächlich dichten,

die Zementtrübe mit Sicherheit zurückhaltenden Abschluß. Alsdann beginnt man mit dem Einlaufenlassen einer tunlichst dickflüssigen Zementtrübe durch Löcher, die in den Ringteilen vorgesehen sind. Man benutzt hierzu

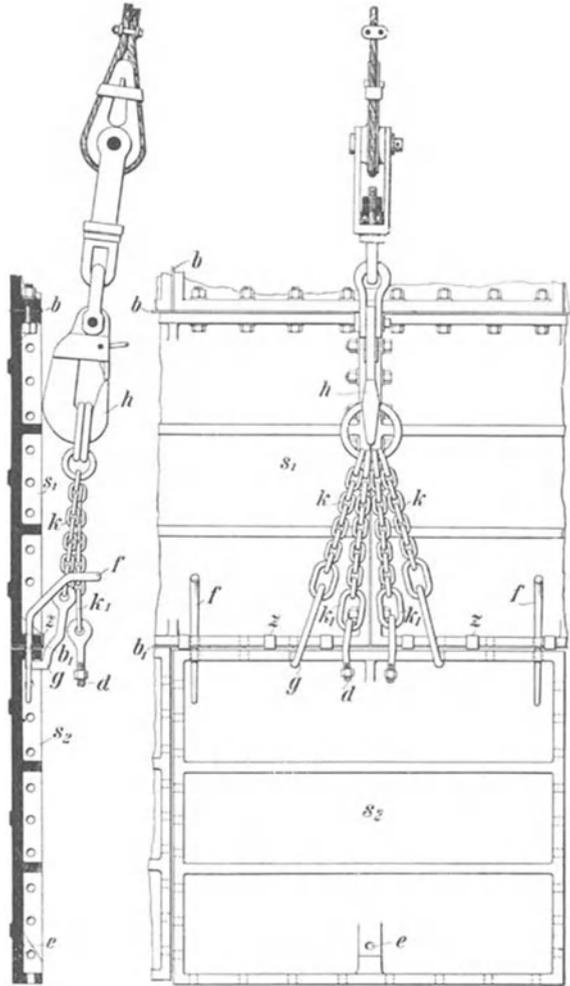


Abb. 236. Das Unterhängen von Gußringteilen.



Abb. 237. Einschieben des letzten Ringteils bei Unterhänge-Gußringen.

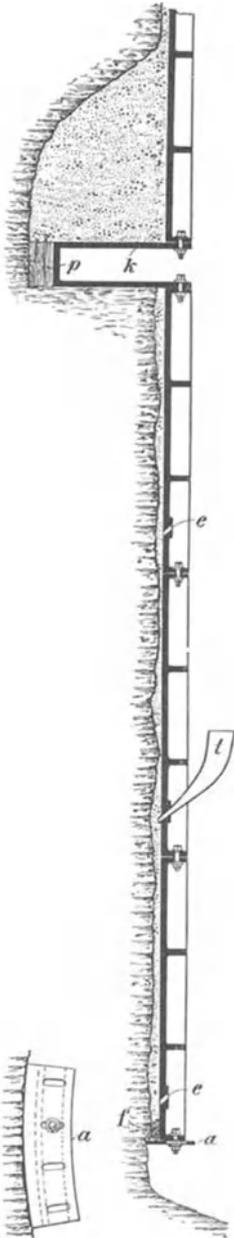


Abb. 238.  
Hintergießen von hängenden Gußringen mit Zement und Abschluß des unteren Ringspaltes zu diesem Zwecke.

Trichter, die in die Löcher hineingesteckt werden, oder aber man läßt die Trübe von über Tage her durch Rohrleitungen, die an die Löcher angeschlossen werden, einlaufen. Für die zuerst eingeführte Trübe pflegt man einen schnell bindenden Zement zu bevorzugen, um schnell einen guten Abschluß im unteren Spalt zu erhalten. Der Zement setzt sich nieder, während das überschüssige Wasser und die Luft durch die oberen, in den Gußringen vorhandenen Löcher austreten. Bei dieser Arbeit ist besonders darauf zu halten, daß die Hohlräume hinter der

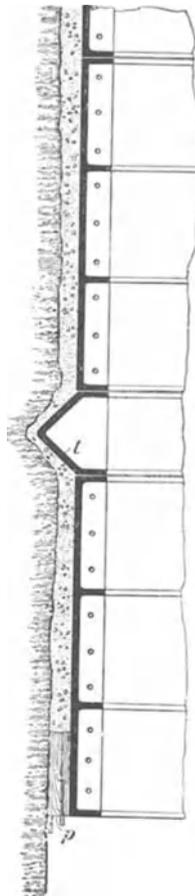


Abb. 239.  
Abschluß des unteren Ringspaltes bei hängenden Gußringen durch Verteilung zum Zwecke des Hintergießens.

Gußringwand bis oben hin mit Zementbrei erfüllt werden. Es bilden sich sonst leicht in dem oberen Teile des jedesmaligen Zementierschnittes Wasseransammlungen, wie dies Abb. 241 andeutet. Wenn keine Trübe mehr aufgenommen wird, werden die Einfülllöcher durch Blindflanschen, Schrauben oder Holzpflocke verschlossen.



Abb. 240.  
Offenlassen eines Gußloches unter der Spaltverteilung bei hängenden Gußringen.

Damit die Schraubenbolzen in den senkrechten Flanschen nicht die ganze Last der hängenden Gußringsäule zu tragen haben, unterstützt man den untersten Ring vom Schachttiefsten her möglichst durch untergestellte Bolzen und trägt im übrigen dafür Sorge, daß sofort nach der Erhärtung des Zementes dieser das Gewicht der Eisenwandung aufnimmt. Zu diesem Zwecke wählt man Gußringe mit äußeren Tragerippen (Abb. 242) oder baut in Abständen von etwa 20—25 m Tragekränze *t* (Abb. 239) ein, die ebenso wie die Gußringe selbst untergehängt werden.

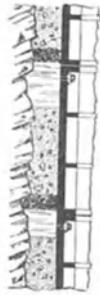


Abb. 241. Unge-  
nügende Zement-  
hinterfüllung von  
Gußringen.



Abb. 242.  
Gußring mit  
Tragerippen.

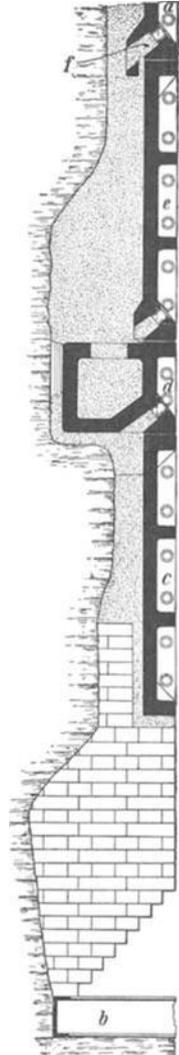


Abb. 243.  
Anschluß der  
Unterhänge-Guß-  
ringe an einen  
unteren Keil-  
kranz.

**169. — Anschluß der Unterhängegußringe an den unteren Keilkranz.**

Sobald man mit dem Unterhängeausbau wasserstauendes Gebirge erreicht hat, schließt man die Gußringsäule unten durch einen Keilkranz ab. Wo es sich machen läßt, wird dieser nach einem Stichmaß genau in solcher Höhe verlegt, daß nach Zwischenlegen der üblichen Bleidichtung der unterste Ring unmittelbar mit dem Keilkranz verschraubt werden kann. Dies geschieht z. B. nach Abb. 243 in folgender Weise: Der letzte unterzuhängende Ring *a* wird eingebaut und vergossen. Darauf teuft man den Schacht 5 m tiefer ab und setzt einen Mauerfuß genau nach Maß auf dem  $\perp$ -Ring *b* an. Die Mauer wird entsprechend der Abbildung hochgezogen, darauf der Ring *c* und über diesem der Keilkranz *d* eingebaut und vergossen. Der letztere kann außerdem verkeilt werden. Schließlich wird der Ring *e* zwischengebaut und mittels der Vergußlöcher *f* ebenfalls vergossen. Durch Zurückstemmen der Bleidichtung in die Fuge zwischen den Ringen *e* und *a* wird völlige Wasserdichtigkeit erzielt.

Läßt sich die Verlagerung der Gußringe nicht genau genug für die unmittelbare Verschraubung bewirken und bleibt eine Fuge, so wird diese, falls sie nicht höher als etwa 20 mm ist, verkeilt. Gewöhnlich pikotiert man nicht die Fuge zwischen dem untersten Ringe und dem Keilkranz, sondern man verschraubt jenen mit dem Keilkranz, um die Fuge zwischen dem letzten und vorletzten Ringe zu verkeilen. Auf diese Weise erzielt man den Vorteil, daß man den Raum hinter dem untersten Ringe über dem Keilkranz sorgfältig mit Beton ausstampfen und durch Aufführen des Verputzes in Form eines Ringes über den Rand des Segmentes ein Widerlager für die Verkeilungsbrettchen schaffen kann (Abb. 244). Ist dieses geschehen, so wird der vorletzte Ring

eingebaut, die Fugen verkeilt und der Raum hinter dem vorletzten und den darüber befindlichen Ringen mit Zement vergossen.

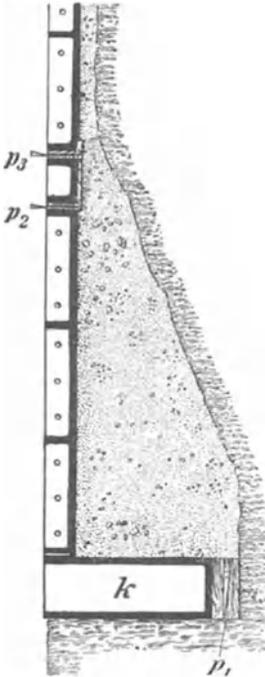


Abb. 244.  
Keilkranz mit Anschluß an  
einen hängenden Gußring-  
absatz.

Läßt der Keilkranz sich nur so einbauen, daß ein größerer Zwischenraum zwischen den Ringen bleibt, so werden Paßringe eingeschaltet und entweder oben und unten verkeilt (Abb. 244) oder oben verschraubt und unten verkeilt.

#### 170. — Bewährung der Unterhänge-Gußringe.

Unterhängegußringe werden zumeist angewandt, um Wasserzugänge möglichst schnell abschließen zu können. Tatsächlich hat man in dieser Beziehung gute Erfolge erzielt, und es ist mehrfach gelungen, auf diese Weise beträchtliche Wasserzuflüsse alsbald nach ihrem Auftreten abzusperrn, so daß man bei erheblich verminderten Zuflüssen weiter abteufen konnte. Außerdem wendet man Unterhängegußringe an, um die Gebirgstöße sobald wie möglich zu sichern. Namentlich hat man dies beim Gefrierverfahren getan. Auch hier hat sich diese Art des Ausbaues durchaus bewährt, worüber weiter unten in dem 7. Abschnitte unter Ziff. 110 Näheres folgt.

171. — Vergleich des englischen und des deutschen Gußringausbaues. Der englische Gußringausbau besitzt den Vorzug, daß er in seinen mit Holz ausgefüllten Fugen eine gewisse Nachgiebigkeit besitzt und bei Gebirgsbewegungen nicht gleich der Gefahr des Brechens ausgesetzt ist.

Bei Beanspruchungen des Ausbaues auf Biegung (s. auch Ziff. 174) haben wir bei englischen Gußringen die günstige Wirkung, daß die neutrale Faser näher, als dies bei deutschen Gußringen der Fall ist, an der besonders gefährdeten Innenseite der Wandung belegen ist. Dieser Vorzug ist aber damit erkauft, daß der Ausbau leicht undicht wird und daß er fast nie so wasserdicht gehalten werden kann, wie dies bei dem deutschen Gußringausbau möglich ist. Insbesondere für größere Teufen genügt die Wasserdichtigkeit nicht. Nachteilig ist ferner, daß der Aufbau und die Verkeilung verhältnismäßig viel Zeit in Anspruch nehmen und daß der Einbau nur von unten nach oben und nicht, wie dies beim deutschen Gußringausbau der Fall ist, auch von oben nach unten stattfinden kann.

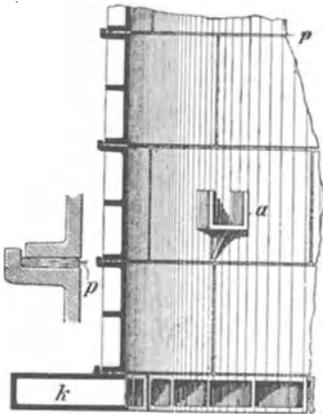


Abb. 245. Englische Gußringe mit  
angegossenem Schuh.

Auch die Verlagerung der Einstriche macht bei den englischen Gußringen größere Schwierigkeiten als bei den deutschen. Man verlagert die Einstriche entweder nach Abb. 245 in angegossenen Schuhen *a*,

oder man befestigt sie an Wandruten, die an den Dichtungsfugen festgenagelt werden. Bei den deutschen Gußringen dagegen können die Einstriche einfach auf die waagerechten Flanschen gelegt werden.

Die Kosten für englischen und deutschen Gußringausbau weichen insgesamt nur wenig voneinander ab. Infolge der Bearbeitung, des Verbrauchs an Bleiblech und der Verwendung von Schrauben sind die deutschen Gußringe etwas teurer, während bei den englischen Gußringen der Lohnaufwand wegen des langsamen Einbaues und der lästigen Verkeilung höher ist.

**172. — Die Beanspruchungen des Gußringausbaues und die dagegen angewandten Mittel.** Bei den mannigfachen Beanspruchungen, die an den Gußringausbau herantreten können, handelt es sich in der Hauptsache um

- a) den gleichmäßigen, nach der Schachtachse gerichteten Wasser- und Gebirgsdruck;
- b) ungleichmäßige Gebirgsdrücke, die den ringförmigen Schachtausbau einzubeulen suchen und hierbei Biegebungsbeanspruchungen der einzelnen Ringe zur Folge haben;
- c) senkrecht wirkende, aus dem Gewicht der Gußringsäule selbst und der Zusatzbelastung durch das sich etwa um den Schacht herum senkende Gebirge herrührende Drücke, die zu Stauchungen und Knickungen führen können;
- d) seitliche Durch- und Umbiegungen der ganzen Gußringsäule, veranlaßt durch ungleichmäßige, in der Regel nach oben hin zunehmende Seitenbewegungen des Gebirges.

Von geringerer Bedeutung sind:

- e) Verdrehungsbeanspruchungen, die infolge exzentrisch angreifender Zerrungen auftreten;
- f) Abscherungsbeanspruchungen, die sich bemerkbar machen, wenn das Gebirge in verschiedenen Tiefen verschieden stark oder nach verschiedenen Richtungen hin schiebt;
- g) Zugbeanspruchungen, die die Folge stärkerer Temperaturschwankungen oder einer mit Aufblätterungserscheinungen verbundenen Senkung des Gebirges sind.

Die gegenüber diesen Beanspruchungen angewandten Mittel sind:

- 1. Erhöhung der Wandstärke;
- 2. Änderung der Querschnittform und des Werkstoffs der Gußringe;
- 3. eine verstärkte und besonders sorgfältig hergestellte Betonhinterfüllung;
- 4. eine eisenbewehrte Betonhinterfüllung;
- 5. eine doppelte (gegebenenfalls auch eine dreifache) Gußringwand mit Betonzwischen- und -hinterfüllung.

Von diesen Mitteln findet die Erhöhung der Wandstärke über das gegenüber dem gleichmäßigen Wasser- und Gebirgsdruck erforderliche Maß hinaus in erster Linie Anwendung. Die Beurteilung der Vor- und Nachteile der übrigen aufgeführten Mittel ist nicht einheitlich. Näheres ergibt die folgende Besprechung.

**173. — Die Druckbeanspruchung durch gleichmäßigen Wasser- und Gebirgsdruck und die Wandstärke der Gußringe.** Der gleichmäßige Wasser- und Gebirgsdruck hängt in seiner Größe zunächst von der

Höhe der Wassersäule ab. Für lockeres und insbesondere für schwimmendes Gebirge ist aber wegen der Abböschung ein höherer Druck anzunehmen, der etwa auf das 1,3—1,7fache des Wasserdruckes allein zu schätzen ist. Es mag zweifelhaft sein, ob in allen Fällen dieser höhere Druck im Schwimmsand wirksam ist, zumal in der Regel auch zwischengelagerte festere Schichten den Böschungsdruck vermindern werden. Jedenfalls kann der erhöhte Druck eintreten, sobald das Gebirge unruhig zu werden beginnt.

Die gegenüber gleichmäßigen Druckbeanspruchungen erforderliche Wandstärke kann auf Grund folgender Überlegung berechnet werden: Wenn  $H$  den Wasserdruck in at,  $D$  den äußeren Durchmesser des Schachtes in Zentimetern und  $K$  die angenommene zulässige Druckbeanspruchung des Gußeisens in  $\text{kg/cm}^2$  bedeuten, so würde bei  $H$  m Teufe entsprechend dem Wassersäulendruck der Halbring einer Schachtwandung von  $D$  cm äußerem Durchmesser und 1 cm Höhe einen Druck von  $H \cdot D$  kg zu tragen haben, der von den beiden Wandquerschnitten auf jeder Seite des Halbringes aufgenommen werden müßte. Die erforderliche Wandstärke  $E$  errechnet sich also wie folgt:

$$E = \frac{H \cdot D}{2 \cdot K}$$

Nun darf aber zur Erzielung eines einwandfreien Gusses die Wandstärke weder ein gewisses Mindestmaß noch ein bestimmtes Höchstmaß überschreiten. Jenes pflegt man allgemein auf 2,5 cm, dieses auf 18—20 cm zu bemessen.

Für schwimmendes Gebirge ist die Formel zu berichtigen, indem man die errechnete Wandstärke auf das 1,3—1,7fache erhöht.

Um auch den oben unter b—g genannten Beanspruchungen bis zu einem gewissen Grade Rechnung zu tragen, bringt man zu den für die einfache Druckbeanspruchung errechneten Wandstärken Sicherheitszuschläge in Anwendung, die allerdings sehr verschieden, und zwar vielfach lediglich nach Gutdünken, bemessen werden.

Eine von Chastelain aufgestellte, einen Sicherheitszuschlag enthaltende Formel lautet:

$$E = 0,9 + 0,00065 H \cdot D,$$

worin  $E$ ,  $H$  und  $D$  die oben genannte Bedeutung haben. Stellt man nun für einen Schacht von 5 m äußerem Durchmesser die nach der einen oder anderen Formel berechneten Werte gegenüber, so erhält man:

Teufe m	Wandstärke	
	nach der ersten Formel cm	nach der Formel von Chastelain cm
100	2,5	4,15
200	5,0	7,4
300	7,5	10,65
400	10,0	13,9
500	12,5	17,15
600	15,0	20,4

174. — Die in einzelnen Ringen durch ungleichmäßigen Gebirgsdruck auftretenden Biegebungsbeanspruchungen<sup>1)</sup> sind besonders dann zu erwarten, wenn eine allseitige, dichte Hinterfüllung des Ausbaues fehlt und hierdurch ein seitliches Ausweichen des Ringes nach der einen Richtung ermöglicht wird (s. Abb. 142, S. 125). Aber auch bei guter Hinterfüllung treten solche Beanspruchungen ein, wenn das Gebirge „schiebt“, d. h. von verschiedenen Seiten her verschieden stark drückt. Dies pflegt mehr oder weniger der Fall zu sein, wenn die Abbauwirkungen den Schacht in ihren Bereich ziehen.

Kennzeichen stärkerer Biegebungsbeanspruchungen sind das Klaffen der Fugen und das Längen der Schrauben an den nach innen gedrückten Stellen, während, um 90° versetzt, an den nach außen ausweichenden Stellen ein Zusammenklappen der Fugen eintritt (Abb. 246). Wird die Beanspruchung zu groß, so

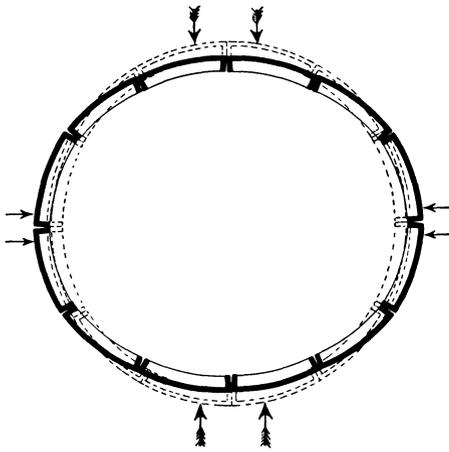


Abb. 246. Biegebungsbeanspruchung eines Gußringes.

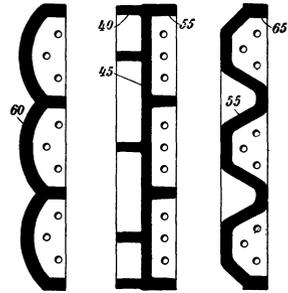


Abb. 247. Abb. 248. Abb. 249.

Abb. 247. Aufgewölbter Gußring.  
Abb. 248. Kreuz-Gußring.  
Abb. 249. Gewellter Gußring.

brechen die Gußringe. Die senkrechten Risse verlaufen meist in der einen Ringreihe durch die Mitte der Gußringteile und in der anderen unmittelbar neben einem Flansch, parallel mit diesem. Man hat die Widerstandsfähigkeit der Gußringe gegen Biegung durch geeignete Formgebung zu erhöhen versucht. Z. B. sind zu diesem Zwecke die in den Abbildungen 247—249 dargestellten Querschnitte vorgeschlagen und ausgeführt worden. Auch die Gußringe aus Stahlguß und der von der Fried. Krupp A.-G. vorgeschlagene Kastenausbau (s. Ziff. 178) zeichnen sich durch hohe Biegebungsfestigkeit aus.

Das meist gebrauchte Mittel ist aber eine verstärkte Betonhinterfüllung, die ein Einbeulen des Ringes auch bei stärkeren einseitigen Drücken verhindert. Während man früher den mit Beton zu verfüllenden Ringraum zwischen Gußringwand und Gebirge tunlichst schmal hielt, erweitert man ihn neuerdings mit Rücksicht auf die Biegebungsbeanspruchungen planmäßig

<sup>1)</sup> Dr.-Ing. Mautner: Über einige Festigkeits- und betontechnische Fragen bei Bauwerken im Bergwerks- und Hüttengebiete (Stuttgart, Union Verlagsgesellschaft), 1925 (Sonderabdruck aus der Festschrift aus Anlaß des 50jährigen Bestehens der Wayss & Freytag A.-G.).

auf 30—40, ja sogar auf 50—60 cm Breite und stampft ihn mit einer sorgfältig bereiteten Betonmischung aus. Bei der geringen Biegefestigkeit des einfachen Betons wird hierdurch freilich nur eine mittelbare Sicherung erreicht, indem ein Ausweichen der Gußringwand verhindert wird. Sicherer ist der Schutz, wenn man die Betonwand durch Eiseneinlagen verstärkt und ihr so unmittelbar auch eine erhebliche Biegefestigkeit verleiht. Abb. 250 zeigt die auf Schacht Auguste Victoria 4 angewandte doppelte Eisenbewehrung, die auch, wie dargestellt, um die Keilkränze herumgeführt wurde. Namentlich in größeren Teufen, etwa von 300 m an, dürfte eisenbewehrter Beton zweckmäßig sein. In solchen Fällen hat sich auch die doppelte Gußringsäule (s. Ziff. 177) gut bewährt.



Abb. 250. Gußringausbau mit Eisenbeton-Hinterfüllung.

175. — Die sonstigen Beanspruchungen. Bei Stauchungen treten ringförmig um den Schacht in den Gußringen unter oder über einer waagerechten Flanschenreihe verlaufende Brüche auf. Fehlt eine genügende Hinterfüllung, so kann ein Knicken der Gußringsäule eintreten. Man hat mehrfach vorgeschlagen, zur Behebung dieser Gefahr nachgiebige, stopfbüchsenähnliche Verbindungen in die Gußringsäule einzuschalten<sup>1)</sup>. Eine gegenüber hohen Wasserdrücken wirklich befriedigende Lösung ist freilich hierfür noch nicht gefunden worden. Besser wird auch hier die Sicherung durch eine gute, sorgfältig eingebrachte Betonhinterfüllung sein, die den Stauchdrücken standhält und ein seitliches Ausweichen der Gußringsäule verhindert. Außerdem wird die Knickgefahr durch das öftere Einfügen von Keilkränzen in die Gußringsäule verringert.

Gegenüber seitlichen Durch- und Umbiegungen der ganzen Gußringsäule wird das Einlegen einer Anzahl von Pikotagefugen meist genügen, um die auftretenden Spannungen aufzunehmen.

176. — Der Gußringausbau unter besonders schwierigen Verhältnissen. Gußringe für große Teufen<sup>2)</sup>. Bei den für große Teufen sich ergebenden Wandstärken ist ein zuverlässiger Guß schwer zu erzielen, weil besonders in den Ecken die sog. Gußspannung wächst und die Gefahr der Lunkerbildung entsteht.

Auch machen die Verteilung des Eisenquerschnitts und das Unterbringen der Schrauben Schwierigkeiten. Doch ist es durch sorgfältiges Herstellen und insbesondere durch langsames Abkühlen nach dem Gusse gelungen, einwandfreie Gußringe von erheblicher Wandstärke zu gießen. Die Firma

<sup>1)</sup> S. den auf S. 143 in Anm. <sup>1)</sup> angegebenen Aufsatz von Dr.-Ing. Marchbach; — ferner Glückauf 1923, Nr. 50, S. 1106 u. f.; J. Riemer: Die Entwicklung des gußeisernen Schachtausbaues; — ferner ebenda 1923, Nr. 6, S. 169 u. f.; H. Müller: Der wasserdichte Ausbau von Schächten usw.

<sup>2)</sup> Wegen der Ausgestaltung des Gußringausbaues für tiefe Gefrierschächte wird auf den 7. Abschn., Ziff. 112 verwiesen, wo die Vorschläge des Tübbingausschusses mitgeteilt sind.

Haniel & Lueg zu Düsseldorf hat z. B. an die Zeche Maximilian bei Hamm Gußringe nach Abb. 251 mit 15 cm und an die Adler Kaliwerke für Schacht Oberröblingen sogar solche mit 18 cm Wandstärke in guter Beschaffenheit geliefert.

Tomson hat die Schwierigkeiten der Herstellung dadurch zu umgehen versucht, daß er, um den erforderlichen Eisenquerschnitt unterzubringen, die Flanschen und Verstärkungsrippen vermehrte und in eigentümlicher Weise verbreiterte. So entstanden die in Abb. 252 dargestellten Gußringe, die bereits früher auf der eben genannten Zeche Maximilian z. B. von 504,6—515 m Teufe gegenüber einem Drucke der salzigen Wasser von 64 at eingebaut worden sind. Der Querschnitt ergibt durchschnittlich eine rechnerische Wandstärke von 22,2 cm, während die tatsächliche Wandstärke 12,0 cm nicht übersteigt. Das Anziehen der Schrauben ist freilich bei dieser Form sehr erschwert. Besser bewährt haben sich in dieser Beziehung die aufgewölbten, breitflanschigen Gußringe nach Abbildung 253 (Breitflanschstützbings), deren Schrauben zugänglicher liegen.

**177. — Doppelte Gußringsäulen.** Die mit der Herstellung und Handhabung der dickwandigen Gußringteile verbundenen Schwierigkeiten können vermieden werden, wenn die Wandstärke unterteilt und an Stelle einer einzigen eine doppelte Gußringsäule mit einer Betonzwischenfüllung hochgeführt wird.

Schon Riemer hatte für Kind-Chaudronsche Bohrschächte und Honigmann für Senkschächte eine doppelte Wand mit Betonzwischenfüllung vorgeschlagen, ohne daß aber die Vorschläge zur Ausführung gekommen waren. Zuerst hat man in tiefen Gefrierschächten von diesem Gedanken Gebrauch gemacht und konnte es hier mit um so größerem Nutzen tun, als während der Zeit des Abteufens unter dem Schutze der Frostmauer die äußere, durch Unterhängen ein- gebrachte Gußringwand allein schon

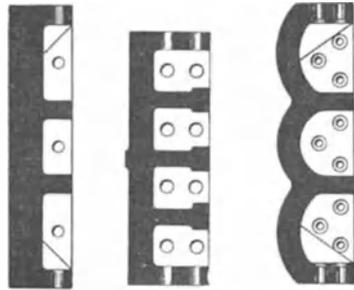


Abb. 251.      Abb. 252.      Abb. 253.  
Gußringe für große Teufen.

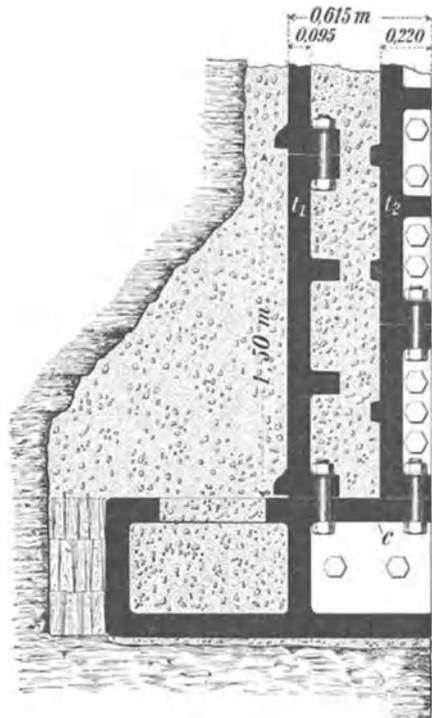


Abb. 254.  
Doppelter Gußringausbau auf einem Keilkranz.

die äußere, durch Unterhängen ein- zur Sicherung des Schachtes genügt.

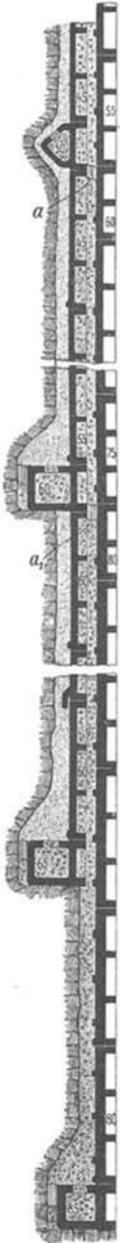


Abb. 255.  
Doppelter  
Gußringausbau  
mit selbständiger  
Verlagerung der  
beiden Ausbausäulen.

Erst kurz vor dem Auftauen des Gebirges wird, wie dies z. B. auf den von der Schachtbau Thyssen G. m. b. H. hergestellten Schächten Friedrich Thyssen I, V, VI und VII der Ver. Stahlwerke A.-G. und auf den Lohbergshächten derselben Gesellschaft geschehen ist, die innere Gußringwand hoch geführt und gleichzeitig der Raum zwischen den beiden Eisenwänden mit Beton ausgestampft oder vollgespült. Abb. 254 zeigt die Maße der auf den Lohbergshächten bei 400 m Teufe eingebauten doppelten Schachtauskleidung. Hier ist ein einziger Keilkranz als gemeinsamer Fuß für beide Gußringsäulen gewählt. Zweckmäßiger erscheint eine selbständige Verlagerung für jede der beiden Ausbausäulen, wie sie auf Zeche Beeckerwerth der Ver. Stahlwerke ausgeführt ist (Abb. 255). Der hier dargestellte Ausbau reicht bis zu einer Teufe von 203 m. Bemerkenswert sind die Zwischenverkeilungen  $a$ ,  $a_1$ , die ein Niederfallen der etwa zwischen die beiden Gußringsäulen eingedrungenen Wasser verhindern sollen.

178. — **Gußringe aus Stahlguß.** Stahlguß würde gegenüber Gußeisen eine 3—4fach höhere Biegezugfestigkeit verbürgen, wenn er auch keine wesentlich höhere Druckfestigkeit als dieses besitzt, so daß mit Rücksicht auf die Druckbelastung etwa die gleichen Wandstärken zur Anwendung kommen müßten. Bisher hat aber der Preis von Stahlguß, der sich bei gleichem Gewichte auf etwa das Dreifache desjenigen der gußeisernen Ringe stellte, der Anwendung hindernd im Wege gestanden. Die Kriegs- und Nachkriegsverhältnisse haben zeitweilig das Preisverhältnis zugunsten des Stahlgusses verschoben. Tatsächlich hat deshalb die Fr. Krupp A.-G. auf ihrem Schachte Hannover Stahlgußringe eingebaut. Bei Versuchen hat sich gezeigt, daß derartige Ringe erhebliche Formänderungen ohne Bruch vertragen<sup>1</sup>). Ein ebenfalls von Krupp vorgeschlagener Kastenausbau aus Stahlguß oder Schmiedeeisen, der ähnlich wie das Breilsche Gitterwerk (s. Ziff. 153) vollständig mit Beton ausgefüllt und teilweise in diesen eingebettet werden soll, ist der hohen Kosten wegen bisher nicht ausgeführt worden.

179. — **Schlußbemerkung.** Im vorstehenden sind die für einzelne Abteufverfahren sich ergebenden Besonderheiten des Schachtausbaues nicht berücksichtigt worden. Solche Abweichungen liegen namentlich für das Schachtabbohren mit unverkleideten Stößen und für das Gefrierverfahren vor. Auf sie wird bei der Besprechung der einzelnen Abteufverfahren zurückzukommen sein.

<sup>1</sup>) Krupp'sche Monatshefte 1920, Oktoberheft, S. 169 u. f.; Reichard: Über Schachtausbauten mit Tübbingens usw.

## Siebenter Abschnitt.

### Schachtabteufen.

1. — **Vorbemerkung.** Das Schachtabteufen hat für die verschiedenen Arten des Bergbaues eine sehr verschiedene Bedeutung. Im Erzbergbau ist seine Wichtigkeit nur gering, weil in der Regel kein Deckgebirge vorhanden ist und demgemäß keine besonderen Schwierigkeiten zu überwinden sind. Im Braunkohlenbergbau sind die dem Abteufen entgegen tretenden Schwierigkeiten oft schon größer, jedoch pflegt es sich dabei um geringere Teufen zu handeln. Bei dem Steinkohlen- und dem Kalisalzbergbau schließlich gesellen sich häufig zu schwierigen Gebirgsverhältnissen erhebliche Teufen, so daß hier Gelegenheit zu einer recht mannigfaltigen Entwicklung verschiedener Abteufverfahren gegeben war.

Die folgende Zusammenstellung (s. S. 192) gibt einen Überblick über die verschiedenen Verfahren, deren Anwendbarkeit in der Hauptsache durch Teufe, Gebirgsbeschaffenheit und Wasserzugänge bedingt wird.

#### I. Das gewöhnliche Abteufverfahren<sup>1)</sup>.

##### A. Das Abteufen ohne besondere Vorkehrungen.

###### a) Einleitende Bemerkungen.

2. — **Allgemeines**<sup>2)</sup>. Bei dem gewöhnlichen Schachtabteufen wird die Sohle des Schachtes durch unmittelbare Hand- oder durch Sprengarbeit vertieft; die zuzitenden Wasser werden durch Kübelförderung, Pumpen oder Wasserziehvorrichtungen niedergehalten und die Schachtstöße, falls die Natur des Gebirges es erfordert, gleichzeitig ausgekleidet. Ein solches Schachtabteufen setzt im allgemeinen standhaftes (nicht-schwimmendes) Gebirge bei nicht übermäßig großen Wasserzuflüssen voraus. Man wendet es beim Niederbringen neuer Schächte von Tage aus soweit als möglich, stets beim Weiterabteufen eines Schachtes unterhalb einer bereits in Betrieb befindlichen Sohle sowie schließlich beim Abteufen blinder Schächte an. Es übertrifft, wenn nicht etwaige Wasserschwierigkeiten ein anderes Vorgehen notwendig machen, hinsichtlich der Schnelligkeit und Billigkeit weit alle anderen Verfahren. Je mehr Wasser freilich dem Schachte zusetzen, um so schwieriger und teurer wird die Handarbeit. Wir kommen dann bald an eine Grenze, wo andere Abteufverfahren, insbesondere das Senkschachtverfahren im toten Wasser, das Gefrier- und das Schachtbohrverfahren, sicherer und billiger

<sup>1)</sup> Vgl. A. Hoffmann: Schachtabteufen von Hand (Halle, W. Knapp), 1911.

<sup>2)</sup> Bei der überwiegenden Bedeutung, die die runden Schächte für neue Abteufarbeiten im deutschen Bergbau besitzen, ist in dem folgenden Abschnitt hauptsächlich auf sie Rücksicht genommen. Für rechteckige Schächte gelten die Ausführungen nur mit gewissen Einschränkungen oder insoweit es ausdrücklich bemerkt ist.

werden. Häufig werden in einem Schachte je nach den Umständen mehrere verschiedene Abteufverfahren angewandt.

	Bedingungen der Anwendbarkeit		
	nach der Teufe	nach der Gebirgsbeschaffenheit	nach den Wasserzuflüssen
I. Gewöhnliches Abteufverfahren			
a) ohne besondere Vorkehrungen . . . .	für alle Teufen	in jedem Gebirge	bis höchstens etwa 8 m <sup>3</sup> minutlich
b) mittels Ansteckarbeit oder Spundwandverfahrens . .	bis etwa 30 m Teufe	in schwimmendem Gebirge	bei mäßigen Wasserzugängen
c) mittels Grundwasserabsenkung . .	bis etwa 30 m Teufe	in entwässerungsfähigen Sanden	bei mäßigen Wasserzugängen
II. Senkschachtverfahren			
a) mit Arbeit auf der Sohle . . . . .	} bis etwa 30 m Teufe, nur ausnahmsweise darüber	} in gleichmäßig lockerem Gebirge	} bei mäßigen Wasserzugängen bei beliebigen Wasserzugängen
b) mit Arbeit im toten Wasser . . . . .			
III. Abteufen unter Anwendung von Preßluft	bis etwa 30 m Teufe	dgl.	dgl.
IV. Schachtbohrverfahren mit unverkleideten Stößen			
a) nach Kind-Chaudron . . . . .	für einzelne Schachtteile, in beliebiger Teufe	in festem Gebirge	dgl.
b) nach Honigmann	bis etwa 400 m Teufe	in lockerem Gebirge	dgl.
V. Gefrierverfahren . .	bis etwa 600 m Teufe	in jedem Gebirge	dgl.
VI. Versteinungsverfahren			
a) mittels Zementeinpressens . . . . .	für alle Teufen	in klüftigem, standhaftem Gebirge	dgl.
b) mittels chemischer Niederschläge . .	noch unerprobt	in schwimmendem Gebirge	dgl.

Welche Bedeutung die Wasserzuflüsse besitzen, mögen einige Zahlen klarmachen. Bei nur 100 l minutlichem Wasserzufluß sind in 24 Stunden bereits 144 m<sup>3</sup> oder t Wasser aus dem Schachte zu heben. Rechnet man nun, daß in dieser Zeit der Schacht, der eine lichte Weite von 5 m besitzen mag, um 2 m tiefer gebracht wird, so sind in dieser Zeit 39,30 m<sup>3</sup> oder rd. 100 t Gestein zu fördern. Die Wasserförderung übertrifft also die Gebirgsförderung schon ganz erheblich. Ein Wasserandrang von 100 l ist aber gering,

da die Wasserzuflüsse auf mehrere Kubikmeter minutlich, ja sogar auf 20 und 30 m<sup>3</sup> und noch darüber steigen können.

Es ist schwer, für die Wasserzuflüsse eine Grenze anzugeben, oberhalb deren das gewöhnliche Abteufen mit Hand unzuweckmäßig wird und besser durch andere Verfahren zu ersetzen ist. Die Frage muß je nach Lage des einzelnen Falles entschieden werden. Im allgemeinen nimmt man an, daß bei Wasserzugängen von etwa 8 m<sup>3</sup> in einigen hundert Meter Tiefe ein Abteuffortschritt nicht mehr zu erzielen ist.

3. — Überblick über die für das Abteufen erforderlichen Tagesanlagen. Zu den für das Schachtabteufen erforderlichen Einrichtungen über Tage gehören in erster Linie das Fördergerüst und die Fördermaschine, von denen jenes oberhalb des Schachtes errichtet, diese seitlich davon aufgestellt wird. Ein Dampfkabel zur Bewegung einer schwebenden Bühne, von der aus gemauert werden kann, ist zweckmäßig. Er muß, wenn gleichzeitig abgeteuft und ausgemauert werden soll, zugleich mit einer zweiten Fördermaschine für die Baustoffförderung vorhanden sein. Gewöhnlich pflegt man dann die eine Fördermaschine auf die eine Seite des Schachtes und die andere Fördermaschine und den Dampfkabel auf die gegenüberliegende Seite in derselben Linie zu legen. Falls gleichzeitig zwei Schächte abgeteuft werden, ordnet man zweckmäßig alle diese Einrichtungen, die nunmehr doppelt vorhanden sind, in einer Reihe an, wie dies Abb. 256 darstellt, und behält so beiderseits den Platz für sonstige Anlagen frei. In der Abbildung sind die Schächte mit *I* und *II*, die zugehörigen Fördermaschinen mit *a*<sub>1</sub> und *a*<sub>2</sub>, die Maschinen für die Baustoffförderung mit *m*<sub>1</sub> und *m*<sub>2</sub> und die Dampfkabel mit *k*<sub>1</sub> und *k*<sub>2</sub> bezeichnet. Bei einer Doppelschachtanlage kann aber auch eine der mittleren Fördermaschinen fehlen, namentlich dann, wenn die Schächte nicht gleichzeitig begonnen werden, da die verbleibende eine, in der Mitte zwischen beiden Schächten aufgestellte Maschine für die Baustoffförderung im zweiten Schachte frei wird, sobald der erste Schacht seine vorgesehene Teufe erreicht hat.

Zu den Tageseinrichtungen für das Schachtabteufen gehört weiter eine Dampfkesselanlage, falls nicht eine solche bereits vorhanden ist oder Anschluß an eine elektrische Zentrale besteht, und ein Kompressor, um Bohr- und Abbauhämmer bei der Abteufarbeit ver-

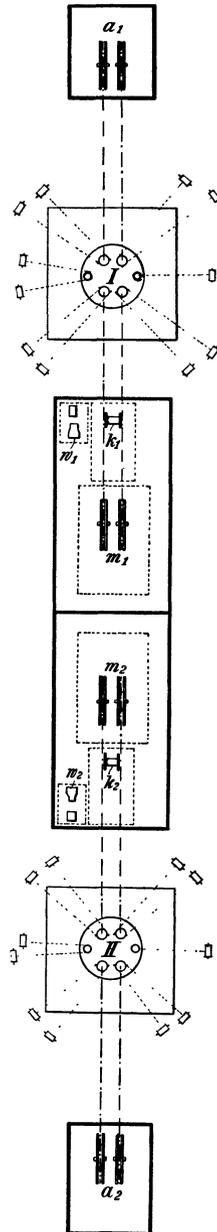


Abb. 256. Einrichtungen über Tage für das Abteufen eines Doppelschachtes.

wenden zu können. Ebenso ist für Mannschafts- und Beamtenräume, Geschäftszimmer, Lagerräume, eine Schmiede und Schreinerei Sorge zu tragen. Ferner müssen die maschinellen Einrichtungen für die Bewetterung und je nach den Umständen solche für die Wasserhaltung vorgesehen werden.

Die Bewetterungsmaschinen sind in der Abb. 256 mit  $w_1$  und  $w_2$  angedeutet. Für die Wasserhaltung durch Pumpen, die im Schachte aufgehängt werden, sind, abgesehen von der in der Regel abseits belegenen Krafterzeugung, besondere Anlagen über Tage nicht erforderlich.

Für größere Schachtanlagen ist neben dem Bau der erforderlichen Wege noch die vorherige Herstellung eines Eisenbahnanschlusses notwendig, da die Anfuhr der schweren Maschinenteile und der Baustoffe mit der Achse allzu zeitraubend, schwierig und teuer ist.

Schließlich ist für genügend große Lager- und Haldenplätze zu sorgen. Soweit es möglich ist, muß man bei dem Plan für die Abteuf-Tagesanlagen auf die spätere, endgültige Einrichtung Rücksicht nehmen. Namentlich gilt dies für die Dampfkesselanlage, die später zu der endgültigen Anlage erweitert werden kann, und für den Bahnhof. In jedem Falle ist die Anordnung so zu treffen, daß die Inangriffnahme des Baues der endgültigen Anlagen noch vor der Entfernung der vorläufigen und ohne Störung des Abteufbetriebes geschehen kann.

Die Kosten der Tagesanlagen sind unter den im Ruhrbezirke herrschenden Verhältnissen für einen Schacht von etwa 6—7 m Durchmesser und 500—600 m Teufe ausschließlich der Grunderwerbskosten und etwaiger größerer Ausgaben für die Wasserhaltung auf annähernd 340 000—480 000  $\mathcal{M}$  und für eine gleichzeitig herzustellende Doppelschachtanlage auf 500 000—600 000  $\mathcal{M}$  zu schätzen, wovon jedoch nur etwa 30% als Ausgabe zu Lasten der Abteufkosten zu rechnen sind, da die Einrichtungen zum Teil, wie die Kesselanlage, weiter benutzt werden können, zum Teil, wie die Abteuffördermaschinen, durch Verkauf für Wiederbenutzung bei anderen Abteufarbeiten zu verwerten sind.

Im einzelnen gliedern sich die Kosten der Tagesanlagen für das Abteufen eines Schachtes unter Voraussetzung des Dampfbetriebes ohne etwa erforderliche Pumpen etwa wie folgt:

Förderturm mit Seilscheiben und Rollen . . . . .	40 000— 50 000 $\mathcal{M}$
2 Fördermaschinen mit Zubehör . . . . .	50 000— 80 000 "
Dampf- und Handkabel . . . . .	25 000— 40 000 "
Förder- und Spannseile . . . . .	30 000— 40 000 "
Kompressoranlage . . . . .	15 000— 20 000 "
Kesselanlage . . . . .	80 000—100 000 "
Gebäude . . . . .	100 000—150 000 "
Summe	340 000—480 000 $\mathcal{M}$ .

Für weniger tiefe und ohne besondere Beschleunigung herzustellende Schächte kann man aber mit weit geringeren Summen auskommen.

#### b) Die Abteufarbeit.

4. — Ausführung der Gewinnungsarbeit. Die Abteufarbeit beginnt in den oberen, weichen Schichten mit dem Spaten oder der Schaufel,

wobei die Hacke, die Keilhaue und der Spitzkeil nebst Treibfäustel zu Hilfe genommen werden, sobald die Natur des Gebirges es erfordert.

In mildem Gebirge, z. B. im Kreidemergel, und ferner (bei Gefrierschächten) in den gefrorenen, an sich lockeren Schichten des Tertiärs kann das Abteufen ohne Schießarbeit unter Benutzung von Abbauhämmern fortgesetzt werden. Man verwendet schwere Abbauhämmer (sog. Betonbrecher oder Aufreißhämmer) und als Werkzeuge Eisen, die spitz oder spatennähnlich auslaufen. Das Gebirge wird ähnlich wie bei der einfachen Handarbeit ununterbrochen losgelöst und weggeführt. Man hat so beim Abteufen des Schachtes 2 der Zeche Christian Levin als Höchstmaß Leistungen im Kreidemergel bis zu 1,9 m in der sechsständigen Schicht und bis zu 7,2 m täglich erreicht. Dabei hatten die Hämmer täglich etwa 16 Stunden reine Arbeitszeit aufzuweisen. Bei dem Abteufen des Gefrierschachtes Rheinpreußen VI ist das Verfahren nicht allein im Tertiär, sondern auch im gefrorenen Buntsandstein und teilweise sogar im Zechsteinkalk angewandt worden<sup>1)</sup>. Im Tertiär wurden Leistungen bis zu 4 m täglich erzielt.

Die Vorteile der Arbeitsweise gegenüber der Sprengarbeit liegen darin, daß eine besondere Bohrschicht fortfällt, die Wartezeiten für das Schießen, für das Abziehen der Schießschwaden und für das Säubern des vorläufigen Ausbaues nach dem Schießen vermieden werden und hierdurch eine gleichmäßig fließende Förderung erzielt wird. Ferner leidet der Ausbau nicht durch die Erschütterungen der Sprengarbeit, die Schachtstöße werden nicht angerissen und beunruhigt, auch nicht zu weit oder zu eng nachgeschossen, und die Sicherheit der Abteufmannschaft wird erhöht.

In festem Gebirge muß man zur Sprengarbeit übergehen. Die Bohrlöcher wurden früher meist mit Stoßbohrern hergestellt, die sich hier vorzüglich bewährten und wie sonst nirgendwo im Bergbau am Platze waren. Jetzt arbeitet man, wenn irgend möglich, stets mit Bohrhämmern.

**5. — Die Sprengarbeit. Bohrhämmer und Bohrer.** Das Gewicht der Bohrhämmer richtet sich nach der Härte der zu durchteufenden Gebirgsschichten. Für mildes Gestein (Schiefer, mittelharten Sandstein und Sandschiefer) genügen Hämmer von 16—19 kg Gewicht mit Kolbendurchmessern von 55—60 mm; für hartes Gestein (festen Sandstein, Konglomerat, harten Kalkstein) sind schwerere Hämmer von etwa 25 kg Gewicht mit 65 mm Kolbendurchmesser vorzuziehen. Bei außergewöhnlicher Härte des Gesteins sind noch schwerere Hämmer zweckmäßig. Die Hämmer müssen für Schacht-abteufen als Hohlbohrhämmer für starke Luftpülung eingerichtet sein; d. h. zum Freispülen des Bohrlochtfiefsten muß der Luftstrom unter vollem Druck durch den Hohlbohrer geschickt werden können. Bei feuchtem Gebirge ist Wasserspülung zu empfehlen.

Der Durchmesser der Bohrlöcher muß der Härte des Gesteins, der Bohrlochtiefe und dem Patronendurchmesser der Sprengladung angepaßt sein. Da in den meisten Fällen Dynamitpatronen von 35 mm Durchmesser gebraucht werden, wählt man eine Endscheidenbreite von etwa 40 mm. Die Bohrer werden durchschnittlich in Längen von 0,5 m abgestuft, wobei die

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1927, S. B4; Versuche und Verbesserungen.

Schneidenbreiten um 2 mm je Stufe abnehmen. Bei sehr hartem, schleifendem Gestein wählt man Abstufungen der Bohrerlängen von weniger als 0,5 m und erhöht die Abstufungen der Schneiden auf 3 mm.

Als Bohrerschneide verwendet man in geschlossenem, nicht klüftigem Gestein die einfache Meißelschneide, während in klüftigem Gestein und bei wechselnder Härte der Schichten, um ein Verlaufen und Festklemmen der Bohrer zu vermeiden, Doppelmeißel-, Z-, Kronen- oder X-Schneiden benutzt werden.

#### 6. — Die Tiefe der Bohrlöcher und das Ansetzen der Schüsse.

Die Bohrlochtiefe wird man im allgemeinen um so größer nehmen, je milder das Gestein ist. Im Ruhrbezirk arbeitet man vielfach mit Bohrloch-tiefen von  $3\frac{1}{2}$ —4 m. In hartem Gestein geht man auf etwa  $2\frac{1}{2}$  m herunter. Der Abteuffortschritt kann durch Verringern der Zahl der erforderlichen Abschläge, d. h. durch das Bohren tiefer Löcher, beschleunigt werden. Andererseits ist zu beachten, daß durch tiefe Bohrlöcher die Schachtstöße mehr erschüttert und angerissen werden als durch weniger tiefe. Wo man, wie z. B. in Gefrierschächten, die Schachtstöße schonen will, geht man auf Bohrloch-tiefen von nur  $1\frac{1}{2}$  m zurück. Bei steilerem Einfallen der Schichten legt man den Einbruch in die Nähe desjenigen Stoßes, nach dem hin das Einfallen gerichtet ist, weil hier die günstigste Sprengwirkung erzielt wird. Auch bei Wasserzuflüssen schießt man den Einbruch gern am Stoße, um so einen seitlichen Sumpf zu schaffen und den übrigen Teil der Sohle wasserfrei zu halten. Wenn solche besonderen Gründe nicht mitsprechen, pflegt man den Einbruch in die Mitte zu legen. Man unterscheidet alsdann in der Regel den Einbruch, den ersten Kranz und den zweiten Kranz (es sind dies die sog. Stoßschüsse). Der Einbruch hebt die Schachtmitte kegelförmig heraus, und die zu ihm gehörigen Schüsse werden stets gleichzeitig durch elektrische Zündung abgetan. Die Schüsse des ersten Kranzes werden zugleich mit denen des Einbruches gebohrt, geladen und besetzt, pflegen aber Zeitzünder zu erhalten, so daß sie bei gleichzeitiger Betätigung der Zündung etwas nach den Einbruchschüssen kommen.

Das Verfahren ist freilich nicht ganz unbedenklich. Es kann vorkommen, daß die Einbruch-Sprengladungen auch die Vorgabe des einen oder anderen Kranzloches zugleich mit der Zündladung abreißen, ohne daß dessen Sprengladung gezündet ist. Es können dann Sprengstoffpatronen unexplodiert im Haufwerk zurückbleiben und zu Unglücksfällen Anlaß geben. Vielfach zieht man deshalb vor, auch die Kranzschüsse gleichzeitig mit denen des Einbruchs kommen zu lassen. Da bei den tiefen Löchern die Ansatzpunkte für die Einbruchschüsse weit auseinanderrücken, pflegt man im Einbruchskegel außerdem noch 2—5 Löcher annähernd senkrecht herunterzubohren, deren Ladung im wesentlichen den Inhalt des Einbruchkegels zertrümmern soll (Zerkleinerungschüsse).

Abb. 257 zeigt die Schußanordnung in mittelfestem Gebirge. Es sind 6 Einbruch- und 3 Zerkleinerungschüsse vorhanden, die in der oberen Abbildung unter *E* zusammengefaßt sind. Die Einbruchschüsse sind von 12 Schüssen des ersten Kranzes, der mit *H* bezeichnet ist, umgeben. Darauf folgen 20 Stoßschüsse (mit *S* bezeichnet). Abb. 258 zeigt die Anordnung der Schüsse in sehr festem Gebirge. Hier sind 6 Einbruch- und 5 Zerkleiner-

rungschüsse vorhanden. Der erste Kranz zählt 14 und der zweite Kranz 20 Schüsse.

Als Sprengstoff verwendet man in der Regel Gelatinedynamit. In sehr festem Gestein empfiehlt es sich, statt dessen die zwar teurere, aber auch kräftigere Sprenggelatine anzuwenden. In schlagwetterführendem Gebirge benutzt man Wettersprengstoffe. Die Ladungen entsprechen der Tiefe

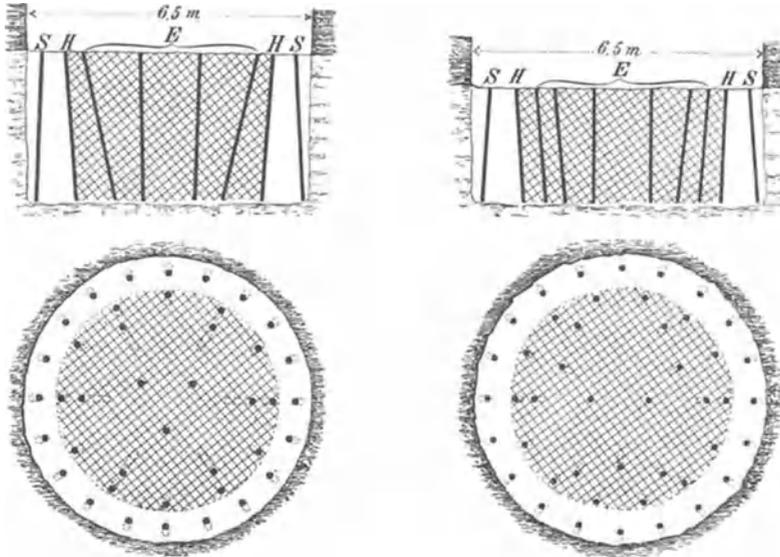


Abb. 257. Anordnung der Schüsse beim Schachtabteufen in mittelfestem Gebirge. Abb. 258. Anordnung der Schüsse beim Schachtabteufen in sehr festem Gebirge.

der Löcher und der Härte des Gesteins. Bei Löchern von 4 m Tiefe geht man bis zu Ladungen von 2, ja sogar von  $2\frac{1}{2}$  kg Sprengstoff hinauf.

Soweit irgend möglich, soll man den Zusammenhalt der Stöße nicht durch zu schwere Schüsse erschüttern. Man muß deshalb in der Nähe des Stoßes mit der Richtung, die man den Sprenglöchern gibt, und der Größe der Ladung besonders vorsichtig sein. Etwa vorspringende Ecken des Gebirges beseitigt man zweckmäßig mit Abbauhämmern (s. Ziff. 4) und wendet diese Arbeitsweise auch für die Herstellung von Bühlöchern, für das erste Abteufen dicht unter den Mauerfüßen und in ähnlichen Fällen an.

7. — Die Zündung der Schüsse. Die Schüsse werden beim Schachtabteufen stets elektrisch gezündet, weil jede andere Zündung weniger sicher für die Mannschaft und auch ungünstiger für den Fortschritt der Arbeiten ist. Am besten betätigt man die Zündung über Tage von der Hängebank aus, nachdem alle Leute den Schacht verlassen haben. Das Zwillingskabel der Zündleitung bringt man vorteilhaft in der Luttenleitung unter, weil es freihängend im Schachte leicht Beschädigungen ausgesetzt ist. Um das Kabel entsprechend dem Fortschreiten des Abteufens bequem verlängern zu können, ist eine entsprechende Länge über Tage auf eine Trommel gewickelt. Hier erfolgt für die Zündung der Anschluß der Leitung an die Strom-

quelle. Letztere bzw. der Stechkontakt, mittels dessen das Kabel stromführend gemacht werden kann, ist zur Verhütung von Unglücksfällen sorgfältig unter Verschuß zu halten, so daß nur ein Beamter die Zündung betätigen kann.

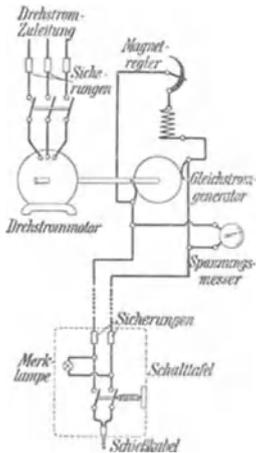


Abb. 259. Umformer für die Schießarbeit.

Ist bereits eine Starkstrom-, insbesondere eine Lichtleitung im Schachte vorhanden, so benutzt man diese, wobei die in Bd. I, 3. Abschnitt, unter „Benutzung einer Starkstromleitung als Stromquelle“ angegebenen Vorsichtsmaßregeln zu beachten sind. Jedoch ist darauf hinzuweisen, daß unter der Voraussetzung gleicher Spannung und Stromstärke Drehstrom zu mehr Versagern als Gleichstrom Anlaß gibt<sup>1)</sup>. Es ist deshalb zweckmäßig, den etwa vorhandenen Drehstrom nach Abb. 259 für die Schießarbeit im Schacht in Gleichstrom umzuformen.

8. — **Abloten des Schachtes.** Beim Abteufen muß sorgfältig darauf geachtet werden, daß einerseits der volle Durchmesser des Schachtes an jeder Stelle gewahrt bleibt und andererseits die Schachttöße nicht weiter, als es der Ausbau erfordert, hereingeschossen werden. Die Überwachung erfolgt durch sorgsames Abloten des Schachtes.

In runden Schächten wird der Schachtmittelpunkt an der Rasenhängebank markscheiderisch festgelegt und hier das Lot, dessen Schnur nachgelassen werden kann, aufgehängt. Das Lotgewicht taucht zur Dämpfung der Schwingungen auf der Sohle in einen Wassereimer ein. Von der Schnur aus wird die Entfernung der Stöße mittels einer Latte immer wieder überwacht und festgelegt.

Bei rechteckigen Schächten hängt man vier Lote in den vier Ecken des Schachtes auf und sorgt für gleiche Abstände zwischen den Loten und der Zimmerung.

9. — **Schichten- und Arbeitseinteilung. Belegung. Leistungen.** Wenn es auf schnelles Abteufen ankommt, so wird auf der Schachtsohle in vier „Dritteln“ gearbeitet, d. h. es werden täglich vier Schichten von je sechs Stunden Dauer verfahren. In dieser Zeit kann der Mann seine Arbeitskraft hergeben, ohne daß er längere Ruhepausen einzulegen braucht. Die Abteufarbeit läuft also ohne Unterbrechung weiter.

Auf je 4—6 m<sup>2</sup> Arbeitsfläche auf der Schachtsohle ist ein Bohrhammer einzusetzen. Auf 1 m<sup>2</sup> Schachtquerschnitt entfallen etwa 1,4—1,8 Bohrlöcher. Zur Berechnung der auf der Schachtsohle insgesamt tätigen Leute kann man für je 2½—3 m<sup>2</sup> einen Mann annehmen.

In gut eingerichteten Schachtabteufbetrieben kann eine Bohrleistung je Hammer und Stunde erreicht werden von etwa 9 m in mildem Gestein, von etwa 4 m in mittelhartem Gestein und von etwa 2 m in festem Gestein. In jedem Falle sinkt in klüftigem Gestein die Stundenleistung.

<sup>1)</sup> Bergbau 1930, Nr. 28, S. 413 u. f.; Dr. Dreköpf: Über die Zündung von Brückenzündern durch Gleichstrom oder durch Wechselstrom; — ferner Glückauf 1931, Nr. 44, S. 1373; C. H. Fritzsche und F. Giesa: Untersuchungen über die Zündung usw.

Auf 1 m<sup>3</sup> anstehendes Gestein sind 1,5—1,7 m Bohrloch zu rechnen.

Voraussetzung für das Zutreffen dieser Zahlenangaben ist, daß ein genügend großer Kompressor mit der erforderlichen Aushilfe vorgesehen ist und Bohrhämmer, Bohrer und Schärfeinrichtungen in genügender Zahl und einwandfreier Beschaffenheit zur Verfügung stehen.

Die Leistungen sind am höchsten, wenn ein regelmäßiger Wechsel der Arbeiten ein für allemal innegehalten wird. Ein Drittel, das sogenannte „Bohrdrittel“, bohrt die sämtlichen für einen „Abschlag“ erforderlichen Sprengschüsse. Die übrigen zwei Drittel müssen die losgeschossenen Massen fördern, die Stöße nacharbeiten und den vorläufigen Ausbau einbringen. Ist alles eingearbeitet, so sind Leistungen von 3,5—4 m täglich möglich.

Auf den Westfalenschächten, auf denen man Tage und Wochen hindurch zeitweise Leistungen von 115—120 m, auf den Monat umgerechnet, erzielen konnte, zeigte sich, daß die schließliche Begrenzung der Abteufleistung (der „engste Querschnitt“) nicht etwa bei der Arbeit auf der Sohle oder der Schachtförderung oder der Schachtmauerung, sondern in den Schwierigkeiten der Bergeabförderung über Tage lag<sup>1)</sup>. Man wird also, um sehr hohe Abteufleistungen zu erzielen, von vornherein eine leistungsfähige Drahtseilbahn, Bandförderung oder eine sonstige maschinelle Fördereinrichtung vorsehen müssen.

**10. — Gedinge.** Das Gedinge für die Schachthauer, einschließlich der Kosten für die Sprengstoffe und für das Einbringen der vorläufigen Zimmerung, aber ausschließlich der sonstigen Kosten für den Ausbau, beträgt bei einem Schachte von 6—7 m lichtigem Durchmesser und bei trockenem Gebirge je 1 m etwa:

280—	360	„	in mildem Mergel,
320—	420	„	hartem „
350—	450	„	Schiefer-ton,
500—	700	„	Sandstein,
800—	1000	„	Konglomerat.

Hierbei sind die Abteufleistungen eines nicht besonders beschleunigten Betriebes, d. h. etwa 40 m monatlich in mildem Mergel, 34 m in hartem Mergel, 32 m in Schiefer-ton, 27 m in Sandstein und 15 m in Konglomerat, angenommen. Man wendet besonders gern das Prämien- gedinge an.

### c) Einrichtungen für die Förderung.

**11. — Fördergerüst.** Das Fördergerüst, das nur für das Abteufen selbst bestimmt ist und

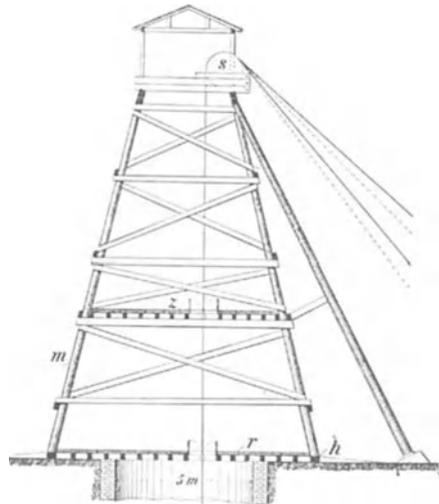


Abb. 260. Einfaches Abteufördergerüst mit Seilscheiben für eine Fördermaschine.

<sup>1)</sup> Glückauf 1911, Nr. 21, S. 809 u. f.: Morsbach: Das Abteufen der Westfalenschächte bei Ahlen.

später dem endgültigen Förderturme weicht, wird aus Gründen der Billigkeit aus Holz erbaut. Auf vier langen, in und auf dem Erdboden sorgfältig verlagerten Sohlenhölzern („Traggeviert“) oder auf besonderen Mauerfüßen werden vier Masten als Eckstreben mit Neigung nach innen aufgestellt.

In der Regel kann man an dem Gerüste drei Bühnen unterscheiden: die obere für die Verlagerung der Seilscheiben und Spannseilrollen, die Zwischen-

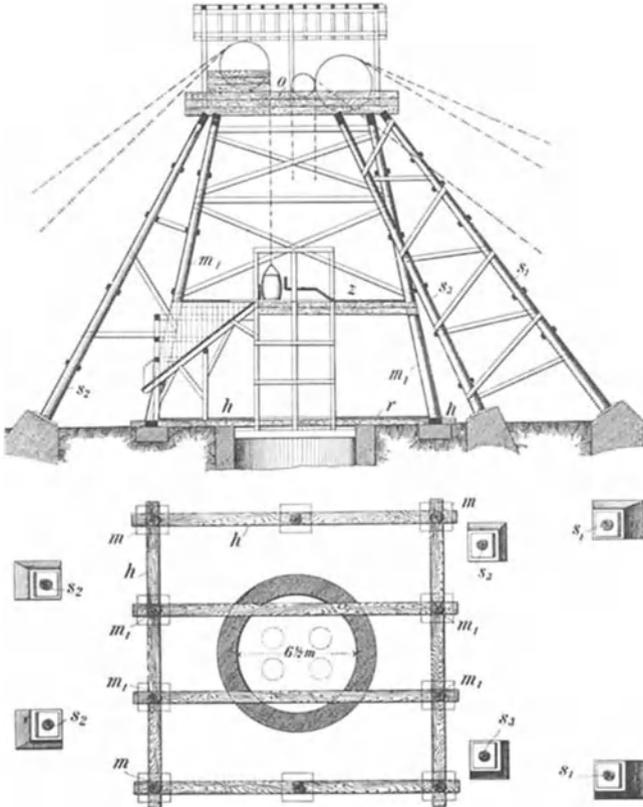


Abb. 261. Abteuffördergerüst mit Seilscheiben für 2 Fördermaschinen und 1 Dampfkabel.

bühne zum Ausstürzen oder Abhängen des Fördergefäßes und die untere, die als Rasenhängebank dient.

Seitliche Streben stützen das Gerüst in der Richtung des Zuges der Förderseile ab. Die Höhe solcher Gerüste schwankt zwischen 12 und 24 m.

Abb. 260 zeigt ein einfaches Gerüst, Abb. 261 ein starkes, schweres Gerüst, wie es für das Abteufen tiefer Schächte mit großem Durchmesser gebraucht wird, mit den entsprechenden Streben.

12. — Abteuffördermaschine. Für die Abteufförderung pflegt man den Dampf als Antriebskraft gegenüber dem elektrischen Strom zu bevorzugen, weil Dampfmaschinen namentlich beim langsamen Einhängen schwerer

Lasten lenksamer sind und sich so den wechselnden Anforderungen des Abteufens besser anpassen. Die Abteuffördermaschine wird in 10—25 m Entfernung vom Schachte aufgestellt. Eine zu große Nähe am Schachte ist mit Rücksicht auf etwaige Gebirgsbewegungen bedenklich, bei zu großer Entfernung sind die Seilswankungen zu stark. Die Maschinen sind stets Zwillingsmaschinen. Für geringere Teufen genügen Vorgelegemaschinen mit 50—100 PS, für größere Teufen wählt man Maschinen ohne Übersetzung mit 100—200 PS und noch darüber. Zur Vermeidung des Dralls, der beim Schachtabteufen um so lästiger wirkt, als gewöhnlich noch keine festen Führungen vorhanden sind und unterhalb des Spannlagers (s. u., Ziff. 16) der Kübel völlig frei im Schachte hängt, pflegt man Bobinen und Bandseile zu bevorzugen. Bobinen haben ferner den für tiefe Schächte wichtigen Vorteil, daß bis zu einem gewissen Grade Seilausgleichung erzielt und das beim Tieferwerden des Schachtes immer von neuem erforderliche Umstecken der Seiltrommel sehr erleichtert wird.

**13. — Fördergefäße.** Als Fördergefäße hat man gelegentlich Förderwagen benutzt, die mit vier Ketten an das Seil angeschlagen und so in den

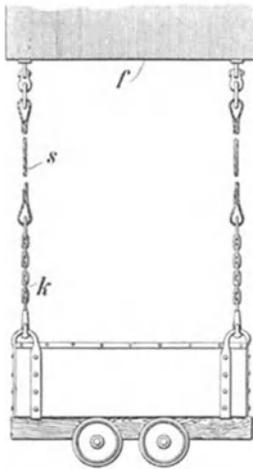


Abb. 262. Abteufförderung mit Förderwagen.

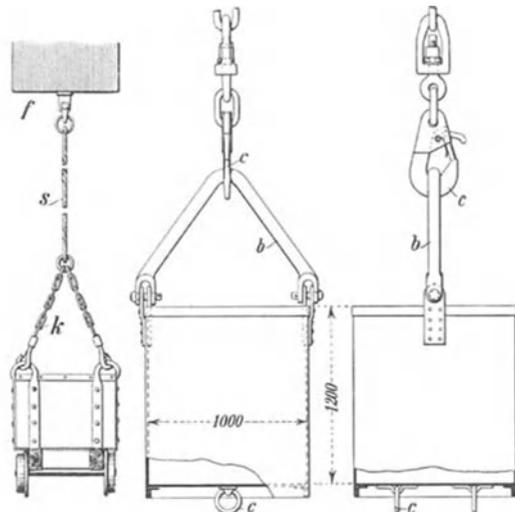


Abb. 263. Abteuffkübel.

Schacht gelassen werden. Eine solche Benutzung von Förderwagen bietet den Vorteil, daß unmittelbar das Fördergefäß selbst zum Ausstürzen fortgeführt werden kann. Namentlich bei Beginn des Abteufens, z. B. wenn während des Niederbringens eines Senkschachtes die endgültigen Förder- einrichtungen noch nicht vorhanden sind, hat man von diesem Verfahren Gebrauch gemacht. Es ist auch dann vorteilhaft, wenn, wie z. B. beim Weiterabteufen eines Schachtes unter einer bereits in Betrieb befindlichen Sohle, die Hängebank sich unter Tage befindet und hier das Anbringen einer Kipp- oder Ausstürzvorrichtung wegen der engen Räume Schwierigkeiten macht. Alsdann können die abgeschlagenen Wagen in die regelmäßige Förderung übergehen. Abb. 262 zeigt eine Anordnung, nach der beim

Weiterabteufen eines Schachtes der Förderwagen an den Boden eines Förderkorbes angehängt ist.

Jedoch ist das An- und Abschlagen der Förderwagen, da stets vier Ketten befestigt und gelöst werden müssen, lästig und zeitraubend. Daher herrscht die Kübelförderung durchaus vor. Die aus Stahlblech gefertigten Kübel haben 300—600, bei den neueren Schachtabteufen sogar bis 1000 l Inhalt (Abb. 263). Der Bügel *b* muß beim Umlegen so weit überstehen, daß der Haken *c* des Zwischengeschirrs bequem gelöst und befestigt werden kann. Am sichersten ist die Verbindung durch sog. Karabinerhaken. Die beiden Bodenringe *e* erleichtern das Kippen.

14. — Entleerung der Kübel. Die Entleerung der Förderkübel erfolgt über dem Schachte durch Kippen, und zwar in eine Rutsche als Zwischenbehälter, die für meh-



Abb. 264. Kübelkippvorrichtung: Kübel am Seile hängend.

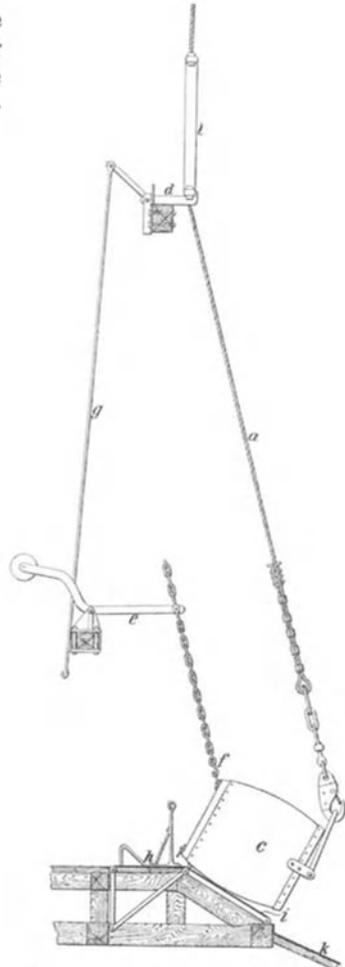


Abb. 265. Kübelkippvorrichtung: Kübel in Kippstellung.

re Kübelfüllungen Raum bietet. Aus der Rutsche fallen nach Öffnung eines Schiebers die Berge in die untergeschobenen Förderwagen.

Eine zweckmäßige Kübelkippvorrichtung ist in den Abbildungen 264 und 265 dargestellt. Die Schachtöffnung wird nach dem Durchgang des Kübels von dem Anschläger durch zwei durch Hebel miteinander verbundene Klappen *h* und *i* verschlossen, wobei die letztere schräg zu liegen kommt. An sie schließt sich ein schräg liegendes Gleitblech *k*, das in eine sehr geräumige Rutsche führt, die imstande ist, mehrere Kübel Berge aufzunehmen. Der Lenkhebel *e* trägt eine Kette *f*, die zum Anschlagen an den Bodenring des Kübels dient. Gibt nun der Maschinist Hängeseil, so legt sich nach Aufsetzen des Führungsschlittens *b* auf die vom Anschläger untergeschobene Stütze *d* der Lenkhebel *e* zunächst um  $90^\circ$  herum und drückt den Kübel zur Seite. Bei weiterem Hängeseil kann der Lenkhebel nicht mehr folgen, weil er von einer oberhalb befestigten Kette gehalten wird. Es kippt nun der Kübel um und schüttet seitlich des Schachtes auf das Gleitblech *k* aus, indem er sich dabei völlig auf die schräge Klappe *i* legt. Die Gefahr, daß irgendwelche Teilchen der Fördermasse wieder in den Schacht zurückfallen, ist so ausgeschlossen. Sobald der Kübel wieder hoch kommt und den Führungsschlitten anhebt, klappt der Fänger *d* selbsttätig zurück, so daß der Schlitten darauf mit dem Kübel niedergehen kann. Die ganze Kippvorrichtung kann von einem einzigen Manne leicht bedient werden.

15. — **Führungseile.** Die Führung der Kübel im Schachte während der Förderung erfolgt, falls nicht sofort beim Abteufen der Einbau des Schachtes fertiggestellt wird und endgültige Einstriche und Führungsbäume eingebaut werden, durch je zwei Führungseile. Als solche werden flachlitzige Seile, Längsschlagseile oder patentverschlossene Seile (s. Abschnitt „Schachtförderung“) wegen ihrer glatteren Außenfläche bevorzugt.

Die Führungseile, die entsprechend dem Vorrücken des Abteufens verlängert werden müssen, sind in der erforderlichen größten Länge auf Kabel gewickelt, die seitlich des Schachtes an beliebigen Punkten aufgestellt sind. Von den Kabeltrommeln sind die Seile nach Rollen, die auf der oberen Bühne des Schachtgerüsts verlagert sind, geführt, von wo aus sie in den Schacht hinabhängen und dem Abteufen entsprechend abgewickelt werden können. Die unteren Enden sind an einem Spannlager, z. B. in der durch Abb. 266 dargestellten Art, befestigt. Der Stoß des Schlittens beim Aufsetzen wird durch die Gummipuffer *p* gemildert.

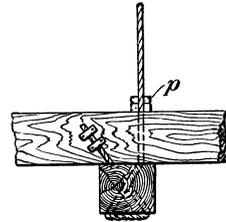


Abb. 266. Befestigung des Führungseiles am Spannlager.

16. — **Die Spannlager und ihre Anordnung im Verhältnis zu den Mauerabsätzen.** Das Spannlager kann aus einem Rahmen aus geschnittenem Holz oder Profileisen, der fest eingemauert oder sonst an der Schachtauskleidung befestigt wird, bestehen.

Wo man sich die Möglichkeit sichern will, den Schacht schnell von jedem Einbau zu befreien, z. B. um zum Schachtbohren überzugehen, wendet man gern zusammenklappbare Rahmen (Abb. 267) an, die beim Nachlassen der Seile nach unten einknicken und sodann in diesem Zustande aus dem Schachte gezogen werden können. Abb. 268 zeigt eiserne Spannlager mit verschiebbaren Endstücken *c*, die ebenfalls ein schnelles Ein- und Aus-

bauen gestatten. Hölzerne Keile *h* verhindern ein Kippen der als Lager benutzten I-Eisen *a*.

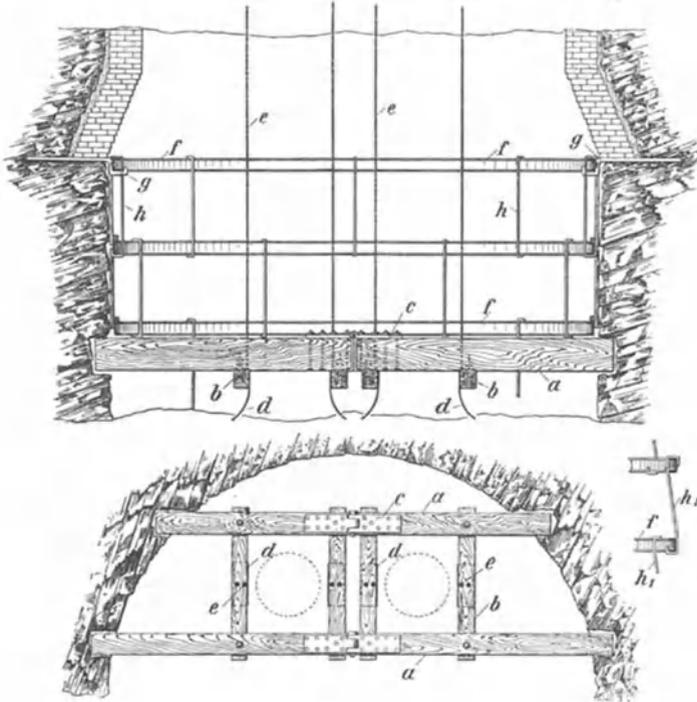


Abb. 267. Zusammenklappbares Spannlager.

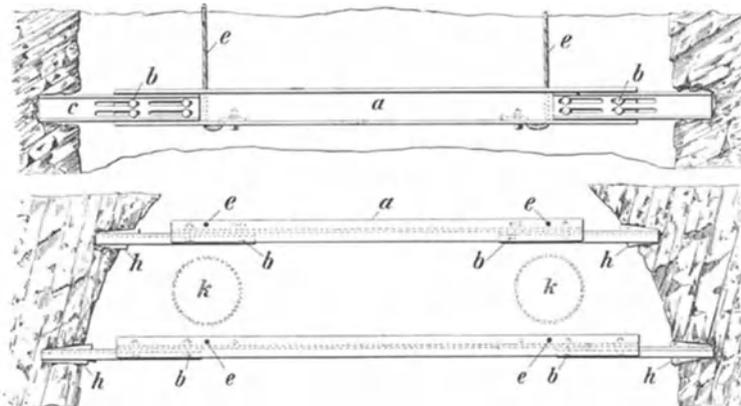


Abb. 268. Eisernes Spannlager mit verschiebbaren Endstücken.

Entsprechend dem Tieferwerden des Schachtes müssen die Spannlager von Zeit zu Zeit nach unten verlegt werden. Der Abstand von der Sohle darf ein gewisses Höchstmaß (nach der Bergpolizeiverordnung für den Ober-

bergamtsbezirk Dortmund 30 m) nicht überschreiten. Sind beim gleichzeitigen Abteufen und Ausmauern zwei Spannlager, und zwar eines für die Berge- und eines für die Baustoffförderung, vorhanden, so kann deren Anordnung und das Tieferrücken in verschiedener Weise erfolgen, wie dies die Abbildungen 269 u. 270 verdeutlichen.

Nach Abb. 269 liegen die Spannlager  $l_3$  und  $l_4$  für beide Förderungen während der Herstellung des Mauerabsatzes  $a_2$  in gleicher Höhe nebeneinander unter der Mauerbühne  $b$ . Das Spannlager  $l_4$  für die Bergförderung ist in bekannter Weise als Rahmen für den Durchgang der Förderkübel eingerichtet (s. die Schachtscheibe in der Abbildung), während das Spannlager  $l_3$  für die Baustoffförderung bis zur Bühne  $b$  aus einem einfachen Balken bestehen kann. Die Kübel mit Baustoffen werden auf der Bühne „im Seile gekippt“, da sie wegen des Niedergehens des Führungsschlittens bis zur Bühne nicht frei hängen, sondern zwischen den beiden Führungseilen  $s_3$  entleert werden müssen. Die beiden Spannlager werden jedesmal gemeinsam tiefer gelegt, sobald der Schacht unterhalb des letzten Mauerfußes eine Tiefe von 12—15 m erreicht hat und Beschädigungen der Lager durch die Sprengwirkung der Schüsse nicht mehr zu befürchten sind. Mit gestrichelten Linien und der Bezeichnung  $l_1$  und  $l_2$  ist die Lage der Spannlager während der Herstellung des vorhergehenden Mauerabsatzes  $a_1$  angedeutet.

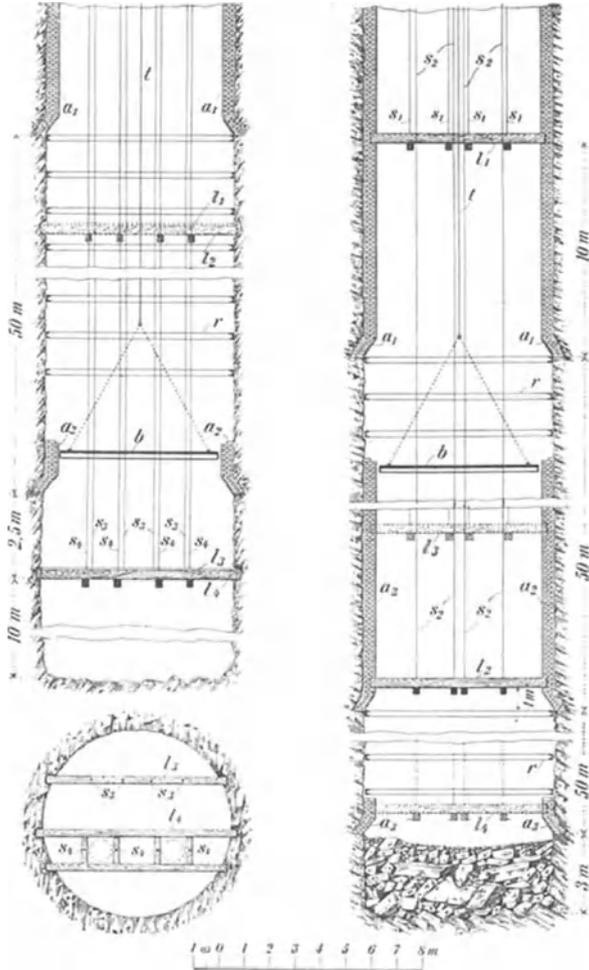


Abb. 269. Anordnung der Spannlager im Verhältnis zu den Mauerabsätzen bei gleichzeitigem Abteufen und Ausmauern. Abb. 270.

Nach Abb. 270 sind dagegen beide Spannlager in verschiedenen Höhen angeordnet, so daß die Baustoffkübel nicht im Seile gekippt zu werden brauchen. Es befindet sich das Spannlager  $l_2$  für die Bergförderung unter der Mauerbühne  $b$ , und zwar unmittelbar oberhalb des Mauerfußes des in der Herstellung begriffenen Absatzes  $a_2$ . Das Spannlager  $l_1$  für die Baustoffförderung dagegen ist oberhalb der Mauerbühne  $b$  etwa 10 m über dem Fuße des nächstoberen Mauerabsatzes angebracht, in einer Höhe, die das allmähliche Anheben der schwebenden Bühne bis zur vollen Fertigstellung des Mauerabsatzes  $a_2$  ermöglicht. Ist das geschehen, so wird das Spannlager  $l_1$  in die Lage  $l_3$  und das Spannlager  $l_2$  in die Lage  $l_4$  gebracht, und das Ausmauern des folgenden Schachtabschnittes kann vor sich gehen. Wie Abb. 270 erkennen läßt, nutzt man die durch die Bergmassen gebotene Standfläche für die Mauerung aus, indem man den Fuß von der Oberfläche der Bergmassen in die Höhe mauert und in ihm die Löcher für das Spannlager  $l_4$  ausspart. Nach Vollendung des Fußes werden die Bergmassen gefördert, und das Abteufen wird in gewohnter Weise fortgesetzt. Die Mauerung wird erst hochgeführt, nachdem der oberste Mauerabsatz  $a_2$  vollendet ist und die Spannlager tiefer gelegt sind.

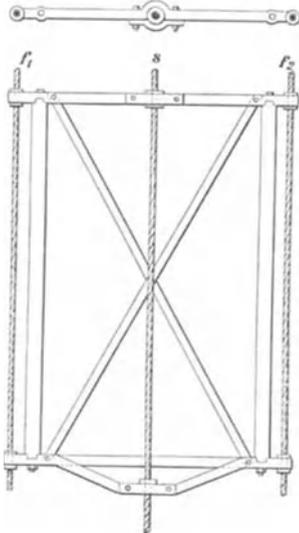


Abb. 271. Führungsschlitten.

17. — **Führungsschlitten.** Da der Kübel zum Zwecke des Kippens und Auswechslens frei beweglich bleiben muß und deshalb keine Führungsösen erhalten kann, wird die Führung des Kübels an den Führungseilen durch den Führungsschlitten vermittelt, der in der Regel aus Flacheisen hergestellt ist und mit vier Augen die Führungseile umfaßt (Abb. 271). Wo aus besonderen Gründen statt der Führungseile Leitbäume benutzt werden, trägt der Schlitten die bei den Förderkörben üblichen Gleitschuhe. Während der Förderung zwischen Hängebank und Spannlager wird der Schlitten durch den Einband des Förderkübelgehänges getragen. Unterhalb des Spannlagers hängt der Kübel nach Aufsetzen des Schlittens frei im Schachte.

#### d) Die sonstigen Betriebseinrichtungen.

18. — **Bewetterung.** Bis etwa 30 m Teufe pflegt man ohne künstliche Hilfsmittel beim Schachtabteufen auszukommen, da ja die Wirkung der Diffusion durch das Auf- und Niedergehen der Fördergefäße und durch die Bewegung der Menschen erhöht wird. Auch tritt zumeist ein gewisser natürlicher Wetterzug auf, insofern die Luft an den Stößen sich abkühlt, hier niedersinkt und dafür in der Schachtmittle aufsteigt.

Für größere Teufen wendet man Luttenbewetterung an, und zwar gebraucht man des festen Zusammenhaltes der einzelnen Stücke wegen meist Flanschen- oder Bundluten. Da der endgültige Einbau erst später ein-

gebracht wird, hängt man die Lutten an Seilen nach Abb. 272 auf und verlängert die Leitung oben durch Aufsetzen eines weiteren Stückes, nachdem man den Anschluß an den über Tage befindlichen Teil gelöst und die ganze Leitung durch Nachlassen der Trageile entsprechend gesenkt hat. Als unteres Ende gebraucht man gern Tuchlutton, die den Vorteil besitzen, daß sie beim Schießen leicht angehoben werden können und dann durch Schleuderstücke weniger leiden. Der Durchmesser der Lutten beträgt bei tiefen Schächten 500—1000 mm. Die saugende Bewetterung wird bevorzugt, um ein Erfüllen des ganzen Schachtes mit den Nachschwaden nach dem jedesmaligen Schießen zu vermeiden. Für Schächte von geringer Teufe kann eine Strahlvorrichtung genügen; für tiefere Schächte oder größeren Wetterbedarf ist aber die Aufstellung eines Ventilators rätlich, da dessen Leistung und Wirkungsgrad günstiger sind, so daß die höheren Anschaffungskosten bald aufgewogen werden.

Gewöhnlich macht die Bewetterung der Schächte keine besonderen Schwierigkeiten. Trotzdem ist für alle Fälle, wo es sich um ein noch nicht aufgeschlossenes Gebirge handelt und schädliche Gase auftreten können, eine reichliche und gute Ausstattung der Bewetterungseinrichtungen anzuraten. Im rheinisch-westfälischen Kohlenbezirke haben mit Grubengas erfüllte Klüfte, die im Deckgebirge angefahren wurden, dem Schachtabteufen mehrfach erhebliche Schwierigkeiten<sup>1)</sup> bereitet. In Schächten von Kalisalzbergwerken hat man außerdem vereinzelt mit dem Auftreten von Schwefelwasserstoff zu kämpfen gehabt.

Ist das Auftreten schädlicher Gase zu erwarten, so führt man Vorbohrungen zur Untersuchung des Gebirges aus. Auch ist es zweckmäßig, für solche Fälle sich von vornherein die Möglichkeit der saugenden Bewetterung zu sichern.

19. — **Beleuchtung.** Einfache Grubenlampen genügen in der Regel nicht, auch wenn jeder Mann damit ausgerüstet ist. Letzteres wäre aber überdies für die Arbeit hinderlich. Heller brennende, gemeinsame Lampen sind deshalb vorzuziehen.

Wenn man elektrisches Licht beim Abteufen benutzt, so hat man dafür wohl 3—4 Glühlampen von je 50—150 HK Lichtstärke unter einem Schutzschirme, der gleichzeitig als Reflektor dient, vereinigt. Das aus 2 gegeneinander isolierten Leitungen bestehende Kabel ist über Tage auf eine Trommel gewickelt und hängt frei im Schachte. Beim Abtun der Schüsse werden die Lampen hochgezogen.

Derartige Einrichtungen leiden aber infolge der mannigfachen mechanischen Beanspruchungen beim Schachtabteufen und der Einwirkung der Feuchtigkeit sehr, so daß sie sich nicht gerade besonderer Beliebtheit erfreuen. Akkumulatorlampen sind deshalb angenehmer und verbreiteter.

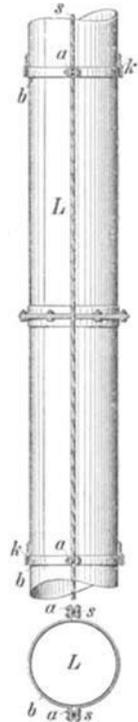


Abb. 272. Aufhängen der Wetterlutton an Seilen in Schächten.

<sup>1)</sup> Im Schacht III der Zeche Ewald lieferte ein angefahrener Bläser längere Zeit durchschnittlich  $6,2 \text{ m}^3 \text{ CH}_4$  minutlich, so daß Wettermengen bis zu  $1800 \text{ m}^3$  minutlich notwendig wurden (s. Sammelwerk Bd. VI, S. 99 u. f.).

Sehr gut bewähren sich auch entsprechend große Azetylenlampen. Drei oder vier solcher Lampen, am Stöße aufgehängt, geben ein schönes, gleichmäßiges und billiges Licht. Sicherheit gegen Schlagwettergefahr besteht hier beifreilich nicht.

**20. — Fahrung.** Die Sicherung der Abteufmannschaft (z. B. bei Wasserdurchbrüchen, Unruhe im Gebirge, Versagen der Fördermaschine und ähnlichen Fällen) erfordert eine doppelte Fahrmöglichkeit. Diese läßt sich leicht einrichten, wenn der Schacht sofort mit Einbau, d. h. mit Einstrichen und Bühnen, versehen wird. Es können dann Fahrten eingebaut und neben der Kübelförderung für die Ein- und Ausfahrt der Belegschaft benutzt werden. Da der Einbau der Einstriche und Bühnen mit Rücksicht auf die Sprengarbeit in einer gewissen Höhe oberhalb der Schachthöhe endet, wird zur Überwindung dieses letzten Stückes eine Strickleiter, die aus Drahtseilen mit eisernen Sprossen gefertigt ist, angehängt.

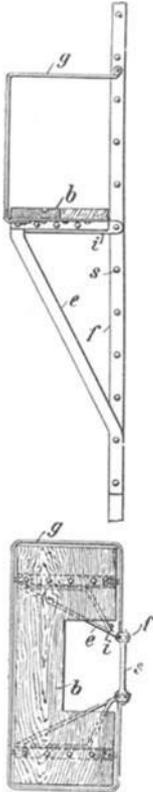


Abb. 273.  
Sicherheitsfahrt.

eiserne, ohne Unterbrechung senkrecht an den Schachtstößen herablaufende Fahrten einzuhängen. Die Fahrung ist aber bei größeren Schachtteufen, selbst wenn man die Fahrenden eingittert und von Zeit zu Zeit Sitzgelegenheiten anbringt, überaus anstrengend und daher nicht ungefährlich. Man pflegt sich deshalb damit zu begnügen, eine sogenannte „Sicherheitsfahrt“ von beschränkter Länge (z. B. 20 bis 50 m) einzuhängen, die eine Anzahl von Bühnen *b* mit Raum für je 4–5 Mann und mit Geländer *g* trägt (Abb. 273). Diese Fahrt hängt an dem starken Drahtseile eines über Tage aufgestellten Handkabels. Im Falle von plötzlichen Wasserdurchbrüchen können die Leute

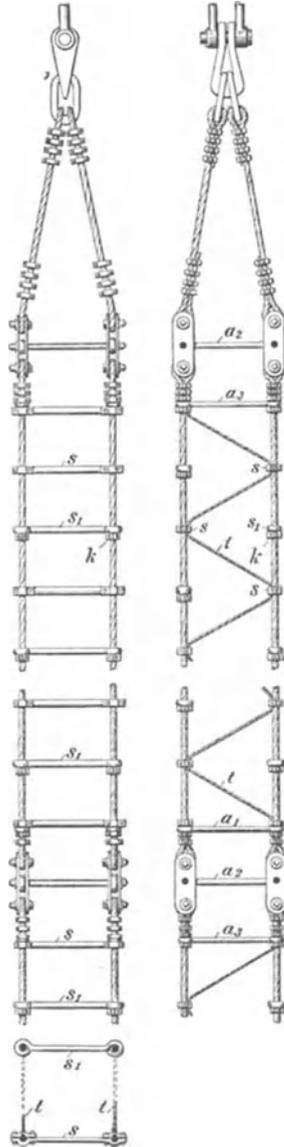


Abb. 274. Hängefahrt.

auf die Fahrt flüchten und nötigenfalls auch auf dieser durch das Kabel zutage gezogen werden.

Bei gleichzeitigem Abteufen und Ausmauern ist durch das Hinzutreten der Baustoffförderung von der schwebenden Bühne aus für eine doppelte Fahrmöglichkeit gesorgt, und es braucht eine besondere Hängefahrt dann nur von der Schachtohle bis zur Bühne zu reichen. Immerhin handelt es sich auch hier bereits um Höhen, die bis zu 80—100 m steigen können. Eine sehr geeignete Hängefahrt für solche Fälle wird durch Abb. 274 veranschaulicht. Die Fahrt besteht aus zwei gewöhnlichen Hängefahrten, die in Abständen von je 6 m durch drei feste Bügel  $a_1$ — $a_3$  in einer Entfernung von 600 mm voneinander gehalten werden. Die nicht mit Sprossen versehenen Seiten dieser Doppelfahrt sind durch zickzackförmig geführte Seile  $t$  geschlossen, so daß ein Absturz nach der Seite ausgeschlossen erscheint.

Um ein bequemerer Besteigen der Fahrt von jeder Stelle aus zu ermöglichen, ist jede zweite Sprosse  $s_1$  so eingerichtet, daß sie gehoben werden kann. Sie umschließt die Seile nur lose und ruht auf fest um diese gelegten Klammern. Der Fahrende kann, indem er sich mit jedem Beine auf eine der beiden gegenüberliegenden Sprossen stellt, überall nach Belieben ruhen.

### e) Leistungen und Kosten.

21. — Leistungen. Nach dem Sammelwerk (Bd. III, S. 146) betragen bei 120 in den 1890er Jahren im Ruhrbezirk niedergebrachten Schächten die durchschnittlichen Monatsleistungen 22 m im Mergel und 20 m im Steinkohlengebirge. Hierbei sind aber die Schächte, die mit erheblichen Wasserschwierigkeiten zu kämpfen hatten oder die wegen schwierigen Gebirges Unterhängegußringe und segmentweise Ausmauerung anwenden mußten, nicht miteingerechnet. Bei diesen Schächten waren die Leistungen geringer. Insbesondere sind größere Wasserzuflüsse hinderlich. In Schächten mit 5—8 m<sup>3</sup> minutlichen Wasserzuflüssen gingen die Leistungen auf 3—7 m monatlich zurück.

In trockenem Gebirge dagegen kann man weit höhere als die angegebenen Durchschnittsleistungen erzielen, namentlich dann, wenn der Schacht gleichzeitig abgeteuft und ausgemauert wird. Auf Zeche Werne I und II und auf Radbod I hat man z. B. Durchschnittsleistungen von 48—49 m erzielt.

Einzelne Schachtabschnitte sind noch schneller abgeteuft worden; Schacht I der Zeche Hermann I—III bei Bork wurde in 6 Monaten von 302—735 m Teufe niedergebracht, was einer durchschnittlichen Monatsleistung von 72 m entspricht.

Noch höher sind die bisweilen in einzelnen Monaten erzielten Leistungen. Z. B. hat man auf Zeche Sachsen bei Heessen in einem Monate den Schacht I um 116 m (von 250—366 m Teufe) und Schacht III um 121 m (von 190—311 m Teufe) niedergebracht.

Bei derartigen Leistungen besteht freilich immer die Gefahr, daß in dem angestregten Betriebe die Stoßschüsse nicht mit der erforderlichen Vorsicht angesetzt werden und als Folge davon das Gebirge zerklüftet und druckhaft wird.

**22. — Kosten.** Die Höhe der Kosten hängt zunächst von dem Durchmesser des Schachtes und der Teufe, sodann aber von der Art des erforderlichen Ausbaues und ganz besonders von den Wasserschwierigkeiten ab. Unter den Verhältnissen des Ruhrbezirks kostet ein Schacht von 6—7 m lichtem Durchmesser bis etwa 800 m Teufe mit Betonausbau oder Mauerung etwa 1800—2200 *M* je Meter, falls Wasserschwierigkeiten nicht auftreten. Im einzelnen zerfallen diese Kosten etwa wie folgt:

1. Anteil an den Einrichtungen für das Abteufen . . . . .	300—400 <i>M</i>
2. Löhne der Schachthauer und Sprengstoffe . . . . .	500—600 „
3. Vorläufiger Ausbau . . . . .	20—30 „
4. Endgültiger Ausbau . . . . .	500—600 „
5. Einstriche, Fahrten und Fahrbühnen . . . . .	100—120 „
6. Löhne der Tagesarbeiter, Beamtengehälter, Kraftkosten . . .	300—350 „
7. Verschiedenes . . . . .	80—100 „

Schächte mit einem lichten Durchmesser von 4,5—5,0 m erfordern einen nur halb so großen Gebirgsaushub und sind auf 1200—1400 *M* je m zu veranschlagen.

Wasserzuflüsse behindern ganz außerordentlich den regelmäßigen Fortschritt der Arbeiten, so daß die Leistungen sinken und die Kosten steigen. Es kommen die Aufwendungen für die Pumpen, deren Bedienung und Kraftbedarf hinzu. Schon bei 4—8 m<sup>3</sup> minutlichen Wasserzuflüssen und mittleren Schachtabteufen von 50—250 m sind die durchschnittlichen Abteufkosten auf 5000—15000 *M* je Meter zu schätzen.

In solchen Fällen wird häufig eine andere Abteufweise billiger sein und sicherer zum Ziele führen als das gewöhnliche Abteufen mit der Hand.

#### f) Das Weiterabteufen von Schächten unterhalb einer im Betrieb befindlichen Sohle.

**23. — Das Weiterabteufen von Schächten mit Benutzung von Aufbrüchen.** Aufbrüche, wie sie bei Unterfahrung des Schachtes von einem benachbarten Schachte oder von sonstigen Grubenbauen aus zweckmäßig sein können (Abb. 275), lassen sich ohne Gefahr für die Belegschaft nur in standhaftem, gutem Gebirge herstellen, in dem auch die Gefahr von Wasserdurchbrüchen ausgeschlossen ist. Beim Steinkohlenbergbau pflegt man deshalb die Herstellung von Aufbrüchen auf das eigentliche Steinkohlengebirge zu beschränken, während man im Deckgebirge die sicherere Arbeit von oben nach unten vorzieht.

Ist die Herstellung eines Aufbruches möglich, so kann hierdurch namentlich dann eine Beschleunigung der Arbeit erzielt werden, wenn gleichzeitig von oben her abgeteuft und von unten her aufgebrochen wird. Durch die Benutzung von Aufbrüchen pflegt ferner eine Verbilligung der Arbeiten einzutreten, da das lästige und zeitraubende Laden der Berge fortfällt.

Für weiter abzuteufende, in Betrieb befindliche Schächte ergibt sich insbesondere noch der wichtige Vorteil, daß der Schacht so am sichersten für die Abteufmannschaft und ohne größere Störung des Betriebes im oberen Schachtteil fertiggestellt werden kann, da hier zwar auch eine Sicherheitsbühne (s. u.) einzubauen oder eine Bergfeste zu belassen ist, diese aber nicht

für Fahr- und Förderzwecke eine Öffnung zu erhalten brauchen. Dieser letztere Grund führt sogar in manchen Fällen dazu, daß man nach Abb. 276 neben dem weiter abzuteufenden Schachte einen besonderen blinden Schacht bis zu der Teufe, die erreicht werden soll, niederbringt, um sodann nach Unterfahrung des weiter abzuteufenden Schachtes hochbrechen zu können. Hierbei muß man natürlich mit höheren Kosten rechnen. Läßt sich aber der blinde Schacht für andere Zwecke, z. B. zunächst für die Vorrichtung und später für die Wetterführung oder als Bremsschacht für die letzten Reste der oberen Sohle, verwerten, so können die höheren Kosten durch andere Vorteile wieder aufgewogen werden. Der blinde Schacht kann bei geeigneten Flözverhältnissen nach Abb. 277 auch durch ein Abhauen im Flöze ersetzt werden, das sich billiger und schneller herstellen läßt.

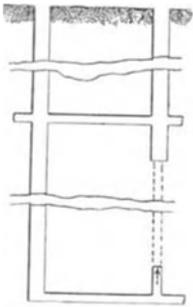


Abb. 275. Unterfahren eines Schachtes zum Zwecke des Weiterabteufens.

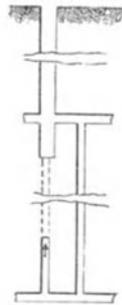


Abb. 276. Unterfahren eines weiter abzuteufenden Schachtes von einem blinden Schachte und von einem Abhauen aus.

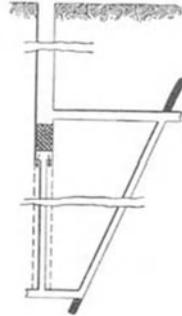


Abb. 277.

Man pflegt dem Aufbruche einen geringeren Durchmesser als dem abzuteufenden Schachte zu geben. Es muß dann, nachdem der Aufbruch mit der Schachtsohle durchschlägig geworden ist, der Schachtdurchmesser von oben nach unten noch erweitert werden.

Die Herstellung der Aufbrüche verläuft in derselben Weise, wie dies im I. Bande unter „Ausrichtung“ („Herstellung der blinden Schächte“) geschildert ist. Die Höhe der Aufbrüche wird man nur ganz ausnahmsweise 80—100 m überschreiten lassen, weil sonst die Fahrung und das Hochziehen der Ausbaustoffe und der Gezähstücke zu lästig werden.

Nach erfolgtem Durchschlage läßt man die beim Erweitern fallenden Berge durch das Bergetrumm des Aufbruches nach unten sinken und zieht sie auf der unteren Sohle ab. Zum Schutze der Mannschaft wird der Querschnitt des Aufbruches in der Regel durch eine schwebende Bühne abgedeckt, die beim Schießen angehoben werden kann und im übrigen entsprechend dem Fortschreiten der Erweiterungsarbeiten gesenkt wird. Will man die schwebende Bühne vermeiden, so müssen die Abteufmannschaften während der Arbeit angeseilt werden. Beim Erweitern wird der Schacht mit vorläufigem Ausbau versehen und nach Erreichen der vorgesehenen Teufe oder, sobald die Umstände es sonst erfordern, ausgemauert.

Handelt es sich um Arbeiten unter einem in Betrieb befindlichen Förderschacht, so muß nach erfolgtem Durchschlage vor Beginn der Erweiterung zum Schutze der Leute eine Sicherheitsbühne kurz unter dem Füllort eingebaut werden, die fallende Gegenstände und auch die etwa abstürzenden Förderkörbe mit Sicherheit aufzuhalten imstande ist.

Es kommt hierbei darauf an, eine nachgiebige Auflage für den herabstürzenden Korb zu schaffen, um ihn mit möglichst geringen Kräften auf einem längeren Bremswege aufzufangen. Fällt ein Korb vom Gewicht  $G$  kg aus einer Höhe  $h$  m herab, so gewinnt er ein Arbeitsvermögen von  $G \cdot h$  mkg. Dringt der Korb um das den Bremsweg darstellende Maß  $r$  m in die Schüttung der Bühne ein, so ist die Kraft  $P$ , mit der die Bühne beansprucht wird, angenähert

$$P = \frac{G \cdot h}{r} \text{ kg}$$

Es nimmt also  $P$  im einfachen Verhältnis mit zunehmender Länge von  $r$  ab. Solche Sicherheitsbühnen werden in sehr verschiedener Weise aus Eisen oder Holz mit Pufferungen durch Faschinen, Bergeschüttung u. dgl. gebaut. Abb. 278 zeigt eine Sicherheitsbühne, die aus mehrfach wiederholten Balkenlagen mit hölzernen Sprengwerken und Faschinenpackungen zusammengesetzt ist. Mehrfach wird über der Bühne noch ein aus eisernen Schienen gebildetes Dach eingebaut, das den ersten Anprall aufnehmen und nach Möglichkeit auf die Gebirgstöße übertragen soll.

Bei neu abzuteufenden Schächten besteht ebenfalls bisweilen die Möglichkeit des Unterfahrens, so daß man in der beschriebenen Weise vorgehen kann. Auch kommt es vor, daß der Schacht auf verschiedenen Sohlen gleichzeitig unterfahren werden kann. In solchen Fällen hindert nichts, den Schacht an allen diesen Punkten gleichzeitig in Angriff zu nehmen. Man kann sogar, sobald die Aufbrüche eine Höhe von 10—12 m über der jeweiligen Sohle erreicht haben und das Bergetrumm einen genügenden Schutz bietet, gleichzeitig mit Absinken (Abb. 279) vorgehen und so das Abteufen noch mehr beschleunigen. Nach Abb. 279 kann an sieben Punkten gleichzeitig gearbeitet werden. Die Arbeit des Hochbrechens ist bei einem engen Querschnitte ungefährlicher als bei einem so großen Durchmesser, wie er für Hauptschächte üblich ist. Auch können geringe Fehler in der markscheiderischen Festlegung des Mittelpunktes des Aufbruches im Verhältnis zum Schachtmittelpunkt bei der Erweiterung ausgeglichen werden, so lange nur der Aufbruch noch voll in die Schachtscheibe fällt.

Gleichwohl hat man im günstigen Gebirge gelegentlich auch das Aufbrechen mit dem endgültigen vollen Querschnitte des Schachtes vorgenommen. Als Beispiel hierfür sei der Förderschacht Baaker Mulde der Zeche Friedlicher Nachbar bei Bochum erwähnt, der von der 478 m- bis zur 325 m-Sohle mit einem lichten Durchmesser von 4,6 m aufgebrochen und gleichzeitig ausgemauert worden<sup>1)</sup> ist. Bei der Einteilung der Schachtscheibe während des Aufbrechens hat man den endgültig herzustellen den Ausbau zum Anhalt genommen und demgemäß die Einstriche so eingemauert, daß

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1912, S. 85/86; Versuche und Verbesserungen. — Vgl. auch Zeitschr. d. Zentr.-Verb. d. Bergbau-Betriebsl. Österreichs 1915, Nr. 1, S. 1; Rottenbacher: Einiges über Schachtbetonierung.

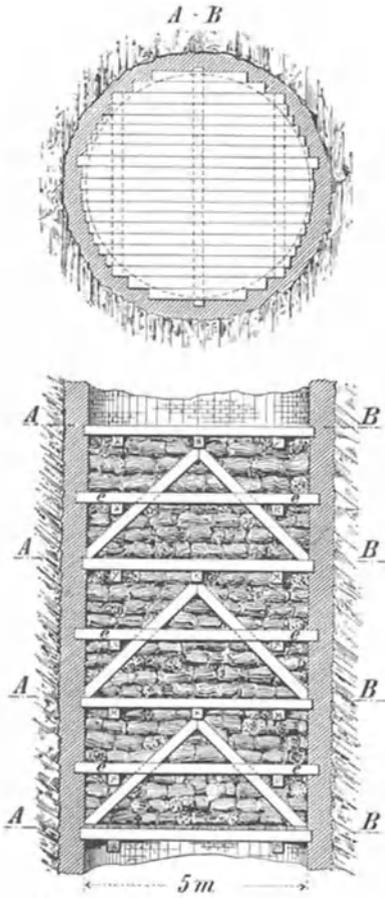


Abb. 278. Sicherheitsbühne aus Holz mit Faschinenpackungen.

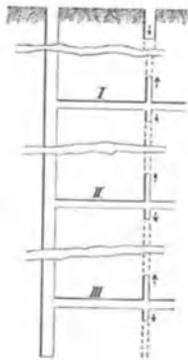


Abb. 279. Inangriffnahme eines Schachtes von verschiedenen Sohlen aus.

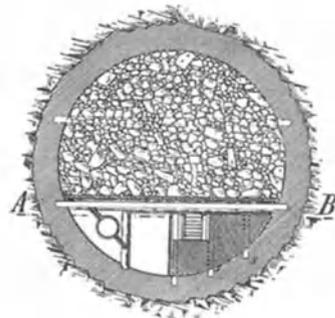
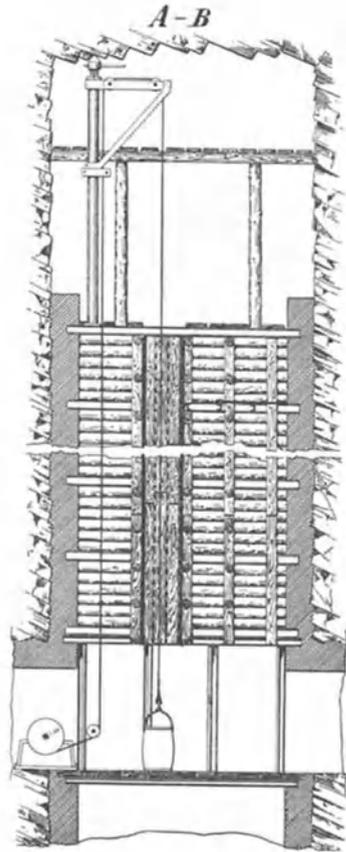


Abb. 280. Schachthochbrechen in vollem Durchmesser auf Zeche D a n n e n b a u m II.

sie auch später verwendbar blieben. Man erzielte hierbei gegenüber dem sonst üblichen Verfahren, den Aufbruch zunächst enger herzustellen und erst später von oben her zu erweitern, eine Ersparnis von etwa 10% der Kosten.

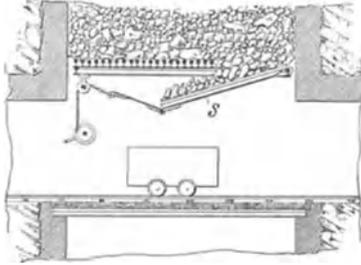


Abb. 281. Einrichtung zum Bergeabziehen.

Einrichtungen für das Hochziehen der Mauerungstoffe, für das Absteifen des Bergetrumms und das Abziehen der Berge zeigen die Abbildungen 280 und 281. Jeweils die letzten 4 m wurden durch Abteufen von oben nach unten hereingewonnen. Die Kosten betragen 414  $\text{M}$  je steigendes Meter.

**24. — Das Weiterabteufen von Schächten ohne Benutzung von Aufbrüchen.** Können Aufbrüche nicht benutzt werden, so geht das Weiterabteufen von Schächten, in denen regelmäßige Förderung nicht umgeht, auf gewöhnliche Weise vor sich und bietet zu besonderen Bemerkungen keinen Anlaß. Geht dagegen im Schachte Förderung oder Fahrung um, so kann man, falls die Zeit nicht drängt, das Abteufen in die Nachtschicht oder auf eine Tageszeit, in der die Förderung ruht, verlegen. Ist das nicht möglich, sei es, daß die Fertigstellung des Abteufens drängt oder daß die Benutzung des oberen Schachtteils nicht einmal für eine gewisse Zeit täglich unterbrochen werden kann, so muß man für den Schutz der Abteufmannschaft durch Stehenlassen einer Bergfeste oder Einbringen einer Sicherheitsbühne Sorge tragen.

Das Stehenlassen einer Bergfeste ist bei festem, sicherem Gestein, das Einbringen einer Sicherheitsbühne bei unzuverlässigem Gebirge mehr zu empfehlen. Bergfeste und Sicherheitsbühne können entweder geschlossen sein, d. h. die Schachtscheibe völlig verschließen, oder sie können Öffnungen für die Fahrung und den Durchgang der Förderkübel freilassen. Diese Öffnungen wählt man so eng wie möglich. Für die Förderung begnügt man sich in der Regel mit einem einzigen Förderkübel.

Soll eine völlig geschlossene Bergfeste stehenbleiben, so teuft man in einiger Entfernung vom Hauptschachte einen Hilfschacht bis auf eine Teufe von 8—10 m ab, unterfährt den Hauptschacht und teuft nun in seiner Verlängerung im vollen Querschnitte unterhalb der Bergfeste ab (Abb. 282a). Förderung und Fahrung nehmen ihren Weg durch die Unterfahrestrecke und den Hilfschacht. Das Gleiche ist der Fall, wenn man den Schacht durch eine Sicherheitsbühne völlig verschließt.

Der Vorteile wegen, die eine nicht unterbrochene Bergförderung bietet, zieht man meist vor, in der Bergfeste oder Sicherheitsbühne eine Öffnung für den Durchgang eines Förderkübels zu schaffen (Abb. 282b u. c). Diese Öffnung legt man nicht unter die Fördertrümme des Schachtes, sondern

unter das etwa vorhandene Wetter-, Fahr- oder Pumpentrumm, wo sie vor abstürzenden Massen nach Möglichkeit gesichert ist.

Die Unterfahrestrecke und der Hilfschacht sind auch unter diesen Umständen bisweilen vorhanden, dienen alsdann aber nur für die Fahrgang und Wetterführung. Muß das bisherige Schachttiefste als Sumpf benutzt werden, so kann man nach Abb. 283 auf das in der Bergfeste geschaffene Förderloch ein Rohr  $r$  setzen und dieses einzementieren, so daß die Wasser nicht in den unteren Teil des Schachtes fallen können.

Wenn Unterfahrestrecke und Hilfschacht fehlen, so muß in der Bergfeste oder Sicherheitsbühne eine zweite enge Öffnung für die Fahrgang und die Wetterlutte vorgesehen werden, die selbstverständlich auch unter ein

ungefährdetes Trumm des Schachtes zu verlegen und jederzeit abgedeckt zu halten ist.

Schon beim ersten Abteufen eines Schachtes kann es ratsam sein, auf ein späteres Weiterabteufen dadurch Rücksicht zu nehmen,

daß man dem Schachte unterhalb der Füllortsole eine für das Einbauen einer Sicherheitsbühne genügende Teufe gibt. Auf diese Weise erleichtert man die späteren Arbeiten sehr. Denn der Einbau der Sicherheitsbühne geht dann schnell und ohne erhebliche Störung des Betriebes im oberen Schachtteil vor sich, und das Weiterabteufen kann unmittelbar auf die Fertigstellung der Bühne folgen. Dabei fällt die lästige und nicht ungefährliche, nachträgliche Gewinnung der Bergfeste fort.

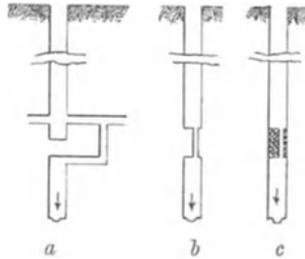


Abb. 282. Weiterabteufen von Schächten mit Belassung einer Bergfeste (a und b) und mit Einbau einer Sicherheitsbühne (c).

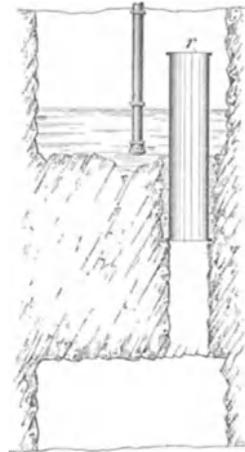


Abb. 283. Schachtsumpf über einer durchbrochenen Bergfeste.

## B. Abteufen von Hand im schwimmenden Gebirge.

25. — **Einleitung.** Bei dem oben beschriebenen Abteufen wird das Gebirge zunächst hereingewonnen und sodann der geschaffene Raum mit dem Ausbau versehen. Das eigentliche Abteufen eilt also dem Ausbau voraus.

Dieses Verfahren ist für unruhiges und namentlich für schwimmendes Gebirge nicht anwendbar. Will man darin mit Hand abteufen, so muß der Ausbau dem Abteufen voraus sein. Das älteste, hierfür angewandte Verfahren, das auch jetzt für einfache Verhältnisse bei geringeren Schachtteufen und kleinen Schachtquerschnitten noch viel benutzt wird, ist die sogenannte Abtreibe- oder Getriebearbeit (s. oben, S. 66 u. f.), die dadurch gekennzeichnet ist, daß Pfähle (Bretter) als Teile der Wandung in diese eingefügt, d. h. „angesteckt“ und sodann in das Gebirge

vor- oder „abgetrieben“ werden. Man unterscheidet das gewöhnliche Anstecken, das in schräger Richtung erfolgt, und das senkrechte Anstecken.

### a) Das gewöhnliche Anstecken.

**26. — Ausführung im allgemeinen.** Vor dem Beginn des Abteufens ist es zweckmäßig, sich durch eine Bohrung von der Lagerung und der Mächtigkeit des lockeren oder schwimmenden Gebirges zu überzeugen. Da man in diesem keine Tragehölzer für die Schachtzimmerung in die Stöße einbühnen kann, muß für ein sicheres Aufhängen des Ausbaues Sorge getragen werden. Beginnt das schwimmende Gebirge ganz nahe unter der Erdoberfläche, so wird auf dieser ein die Schachtstöße möglichst weit überragender Tragekranz gelegt, der die nach unten folgende Zimmerung mittels Klammern oder Haken trägt. Ist dagegen das schwimmende Gebirge von einer standhaften Schicht überlagert, so wird diese auf gewöhnliche Weise durchteuft. Kurz vor dem Erreichen der schwimmenden Schicht werden dann Tragehölzer tief in die Stöße eingebühnt, um daran die folgenden Gevierte der Bolzenschrotzimmerung aufzuhängen. Am letzten Schachtgeviert über dem mit Getriebearbeit zu durchteufenden Gebirge beginnt das „Anstecken“ der „Abtreibepfähle“. Es sind dies Bretter, die am besten aus Eichenholz in einer Stärke von 3—5 cm und einer Breite von 15—20 cm geschnitten werden. Größere Breiten sind nicht zweckmäßig, da sonst die Pfähle beim Eintreiben mit dem Fäustel leicht spalten. Unten erhalten die Pfähle eine nach außen gerichtete Zuschärfung, oben wird öfters ein Band-eisenring um den Kopf gelegt, der ihn gegen Zerschlagen und Aufspalten schützen soll. Die Pfähle sind im allgemeinen rechteckig, nur die für die Schachtecken bestimmten Pfähle sind unten breiter, damit trotz der schräg nach außen gerichteten Stellung die Eckpfähle zweier Stöße möglichst aneinander anschließen. Anstatt hölzerner Pfähle verwendet man auch solche aus Flacheisen, L-Eisen oder Wellblech.

Das Eintreiben der Pfähle erfolgt mittels des Treibfäustels oder auch mit einer Rammvorrichtung. Die Pfähle werden nicht auf einmal auf ihre ganze Länge abgetrieben, weil sie alsdann leicht aus der Richtung kommen könnten. Zumeist treibt man sie so weit ein, daß sie der Schachtsohle 20 bis 25 cm voraus sind.

Durch das Abtreiben der dicht aneinanderliegenden, schräg nach außen gerichteten Pfähle wird die Schachtwandung nach unten verlängert. Das in Gestalt einer abgestumpften Pyramide abgetrennte Gebirgstück wird nach und nach, erforderlichenfalls unter Sicherung der Sohle durch guten Verzug, hereingewonnen. In dem auf diese Weise geschaffenen Raume wird das neue Geviert der Zimmerung gelegt, hinter dem die neuen Pfähle wiederum angesteckt werden.

**27. — Die Arbeiten im einzelnen.** In welcher Weise die Arbeit vor sich geht, zeigen die Abbildungen 284—287. Die Abb. 284 läßt die Zurüstung erkennen, die zum Anstecken einer neuen Pfahlreihe an dem letzten auf der Sohle befindlichen Geviert zu treffen ist. Zwischen dem Geviert *b* und den Pfählen *d* wird das Pfändholz *e* (Pfändlatte) angebracht und durch die Keile *f* angetrieben, so daß zwischen Holz *e* und Geviert *b* ein für das An-

stecken der Pfähle genügend breiter Schlitz entsteht. Die Abbildung zeigt am linken Stoße in schwach gestrichelter Linie, wie das erste Anstecken der Pfähle erfolgt.

Abb. 285 veranschaulicht, wie die neuen Pfähle bereits auf etwa  $\frac{1}{3}$  ihrer Länge in den Schlitz hineingetrieben sind und wie sie am oberen Ende

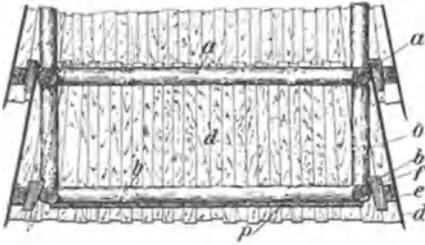


Abb. 284. Gewöhnliches Anstecken. (Geviert *b* ist zum Eintreiben der Pfähle fertig).

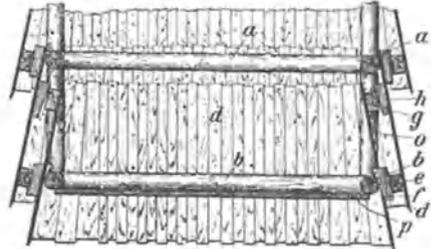


Abb. 285. Gewöhnliches Anstecken. (Die neue Pfahlreihe ist auf ein Drittel der Länge eingetrieben).

durch die Spannpfändung *g* und Keile *h* in ihrer Lage erhalten werden. Statt der eckigen Spannpfändhölzer *g* werden auch wohl Rundhölzer eingelegt.

Nachdem die Pfähle noch etwas weiter, auf ungefähr die halbe Länge, eingetrieben sind, wird nach Abb. 286 ein Hilfs- oder verlorenes Geviert *i* eingebaut, das die freien Enden der Pfähle zu stützen und diese in der richtigen Lage zu halten bestimmt ist. Nunmehr können die Pfähle auf ihre ganze Länge abgetrieben werden. Schließlich wird nach Abb. 287 das neue

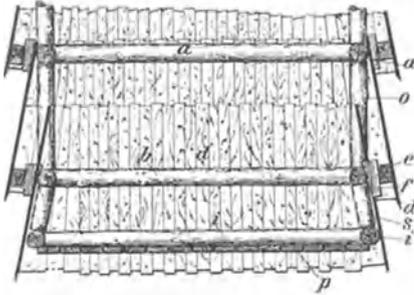


Abb. 286. Gewöhnliches Anstecken. (Das Hilfsgeviert *i* ist eingebaut).

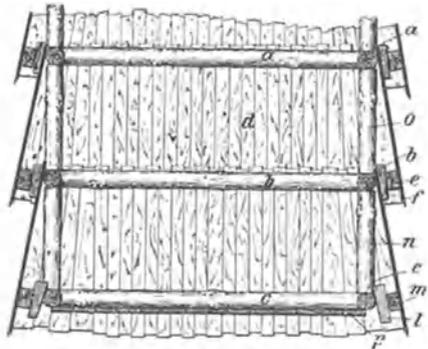


Abb. 287. Gewöhnliches Anstecken. (Das Hilfsgeviert ist entfernt, das neue Geviert *c* ist gelegt).

Geviert *c* gelegt und nach Entfernung des Hilfsgeviertes *i* mit dem oberen Gevierte *b* verbolzt, wobei wiederum durch Einbringen der Pfändung *m* und der Keile *l* ein Schlitz für die nächste Pfahlreihe hergestellt wird.

28. — Sicherung der Sohle. Wo das Gebirge nicht unruhig ist, braucht die Sohle nicht verwahrt zu werden.

Im treibenden Gebirge dagegen muß mit einer Sicherung der Sohle durch Vertäfelung und mit Wasserhaltung gearbeitet werden. Die Vertäfelung erfolgt in der Regel durch einen Bohlenbelag *p* (Abb. 288—290), der dem

Wasser das Empordringen durch die Fugen-gestattet, aber das Hervorquellen des Gebirges verhindert. Beim Vertiefen der Schachtsohle werden die Bohlen einzeln gegen das letzte Geviert abgespreizt, wie dies in einem Schnitt parallel zum langen Stoße Abb. 288 zeigt. Abb. 289 stellt einen Schnitt parallel zum kurzen Stoße dar. Man ersieht daraus, wie die Bohlen  $p$  und  $p_1$  sich überdecken und in der Mitte durch ein Längsholz  $q$ ,

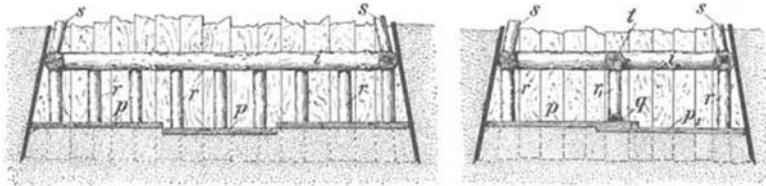


Abb. 288. Abspreizen der Sohlenvertäfelung.  
(Schnitt parallel zum langen Stoße). Abb. 289.  
(Schnitt parallel zum kurzen Stoße).

das gegen ein Hilfsholz  $t$  abgespreizt ist, gehalten werden. Durch Lüften der einzelnen Bohlen und Herausnehmen des Gebirges bringt man die Sohle allmählich tiefer, wobei ein Treiben der Sohle möglichst verhütet wird. Gelingt dies nicht, so stopft man kurze Strohwiepen (es sind dies kurze Bündel Stroh) unter das Holz. Das Stroh läßt Wasser durch, hält aber den Sand zurück, so daß das Gebirge an Festigkeit gewinnt. Das

Lüften einzelner Bretter und das Herausnehmen von Gebirge gelingt dann sicherer.

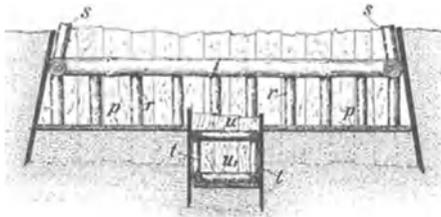


Abb. 290. Vorgesümpfe bei der Abtreibearbeit.

Mit gutem Erfolge hat man auch die Klötzlvertäfelung der Sohle angewandt, die darin besteht, daß die Sohle nicht mit Bohlen belegt, sondern mit rechteckigen Holzklötzen von etwa 30 cm Breite, 35 cm Länge und 30—40 cm Höhe ausgepflastert wird, deren jeder mit einem nach unten trichterförmig sich erweiternden Loche durchbohrt ist. Die Klötze werden durch Spreizen, die quer durch den Schacht gelegt und nach oben hin verspreizt sind, reihenweise gehalten. Das Niederbringen geschieht mittels eiserner Handrammen, wobei das Gebirge durch die Löcher nach oben tritt. Das Ausquellen des Gebirges wird, wenn es zu stark wird, durch Einstopfen von Stroh in die Löcher gehemmt, während man, wenn es zu langsam erfolgt, durch Ausbohren nachhilft. Auch hat man bisweilen die Löcher in den Klötzen durch eiserne Schieber verschlossen, die je nach Bedarf geöffnet werden.

Für die Wasserhaltung muß ein „Vorgesümpfe“ gebildet werden, das etwas tiefer als die sonstige Schachtsohle ist. Dieses wird ebenfalls mit Holzzimmerung versehen und ausgetäfelt (Abb. 290), oder man benutzt einen eisernen Sumpfkasten mit durchlochenden Wandungen, der in die Sohle gerammt oder durch Winden eingepreßt wird.

29. — **Kosten.** Die Kosten des Abteufens mit Abtreibezimmerung sind je nach der Weite des Schachtes, der Art des Gebirges und der Größe der Wasserzuflüsse sehr verschieden.

Für enge Schächte von etwa  $2 \times 2\frac{1}{2}$  m betragen die Kosten für 1 m bei günstigem Gebirge und geringen Wasserzuflüssen nur 250—400 *ℳ*, während die Kosten für Schächte von  $3 \times 4$  m auf etwa 500—700 *ℳ* zu schätzen sind<sup>1)</sup>. In schwierigerem Gebirge und bei Wasserzuflüssen, die über 100 bis 200 l/min hinausgehen, betragen die Kosten 800—1600 *ℳ* und steigen sogar bis 2000 *ℳ* und darüber.

### b) Das senkrechte Anstecken.

30. — **Allgemeines.** Während bei dem bisher beschriebenen, gewöhnlichen Anstecken die Weite des Schachtes infolge der Schrägstellung der Ansteckpfähle dauernd erhalten bleibt, geht bei dem senkrechten Anstecken (Abb. 291) mit jeder Wiederholung der Arbeit von dem Querschnitt des Schachtes ein Stück verloren. Man kann rechnen, daß man mit jedem neuen Anstecken mindestens 400—500 mm in der Länge und ebensoviel in der Breite des Schachtes einbüßt. Um diesen Nachteil zu verringern, wählt man die Ansteckabsätze möglichst hoch. Verwendet man Pfähle aus Holz, so gibt man ihnen Längen bis zu 4, ja sogar bis 6 m. Sie sind namentlich dann angebracht, wenn die durchteufende Schwimmsandschicht nur wenige Meter mächtig ist und man hoffen kann, sie mit einem einzigen Anstecken zu überwinden. Bei mehr als 4—5 m Schwimmsand bevorzugt man eiserne Spundwände, denen man Längen von 10—15 m und auch noch darüber geben kann.

Für die Arbeit muß man durch genau lotrecht übereinander als Führung angeordnete Rahmen, deren Lage gegen Verschiebungen gesichert sein muß, einen senkrechten, den Schachumfang umfassenden Schlitz herstellen, in dem die Pfähle oder die Teile der Spundwand niedergetrieben werden.

Ein mehrfaches Anstecken ist in Abb. 291 dargestellt. Für die unteren Ansteckabsätze ist der senkrechte Führungsschlitz zwischen den Gevierten  $e_3, e_4$  einerseits und den Gevierten  $f_1, f_2$  anderseits vorhanden.

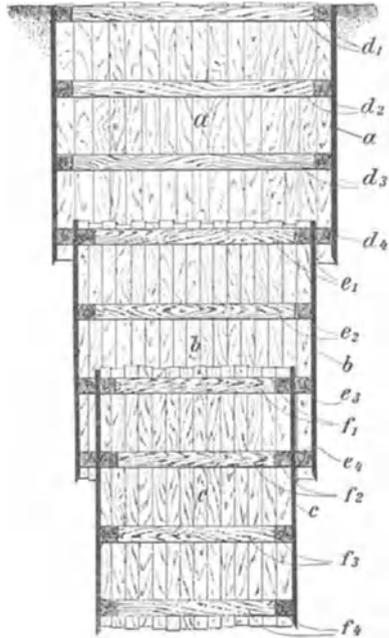


Abb. 291. Senkrechtes Anstecken.

<sup>1)</sup> G. Klein: Handbuch für den deutschen Braunkohlenbergbau, 3. Aufl. (Halle a. S., Knapp), 1927, S. 365 u. f.

31. — **Das senkrechte Anstecken mit hölzernen Pfählen.** Die Pfähle, zu denen man in der Regel starke Bohlen verwendet, werden durch Nut und Feder oder Verspundung (Abb. 292) miteinander verbunden. Auch wendet man Bohlen in doppelter Lage (doppeltes Bohlenanstecken) an, wobei die Fugen gegeneinander versetzt werden. Hierdurch wird das Durchquellen des Sandes noch besser verhindert. Die Pfähle werden unten zugeschärft und zweckmäßig mit Eisenblech beschlagen, damit sie widerstandsfähiger sind und leichter in das Gebirge eindringen. Das Eintreiben der Pfähle erfolgt durch Rammen oder Winden. Es kommt dabei darauf an, daß die Pfähle aneinander schließen und weder nach außen noch nach innen abweichen. Wo es zugänglich ist, fördert man deshalb, sobald sie  $\frac{1}{2}$ —1 m



Abb. 292. Hölzerne Spundwand.

eingetrieben sind, das eingeschlossene Gebirge heraus und legt ein neues Geviert als Führungsrahmen, der den Bohlen beim weiteren Abtreiben nach innen Halt und Führung gibt. Da durch das Abteufen der Gebirgsdruck rege wird und von außen nach innen wirkt, ist ein Abweichen der Bohlen nach außen weniger zu befürchten.

Trotz aller Vorsicht kann es vorkommen, daß die Pfähle auseinandergehen und den Erfolg des Abteufens in Frage stellen. Namentlich ist dies zu befürchten, wenn härtere Einlagerungen, Findlinge u. dgl. in den zu durchteufenden Schichten vorkommen. Die Gefahr wird naturgemäß um so größer, je tiefer der Schacht und je bedeutender die Wasserdruckhöhe wird.

Die Sicherung der Sohle geschieht ähnlich wie bei der Getriebearbeit mit schrägem Anstecken (s. d.).

Des öfteren hat man die Verfahren des gewöhnlichen und des senkrechten Ansteckens miteinander verbunden in der Art, daß man mittels des senkrechten Ansteckens nur einen Sumpf oder engen Vorschacht zur Entwässerung des Gebirges herstellte und sodann das eigentliche Abteufen mittels der gewöhnlichen Getriebearbeit folgen ließ.

Über einen besonderen Fall des Senkrechtansteckens ist der Abschnitt „Senkschachtverfahren“ unter „Der Anschluß der Mauersenkenschächte an das feste Gebirge“ (Ziff. 57) zu vergleichen.

32. — **Das senkrechte Anstecken mit eisernen Spundwänden<sup>1)</sup>.** Man kann hier Spundbohlen- und Spundrohrwände unterscheiden.

Abb. 293 zeigt die Spundbohlen der Bauart Rote Erde, wie sie z. B. zum Durchteufen einer  $4\frac{1}{2}$  m mächtigen Fließsandschicht in Schacht IX der Zeche Consolidation bei Gelsenkirchen mit gutem Erfolge benutzt worden sind. Die ganze Spundwand wie auch die einzelnen Bohlen *a* haben Wellenform und greifen mit Wulst *v* und Nute *n* ineinander. In Wirkung und Handhabung ähnlich sind die Spundwände der A.-G. Hoesch-Köln Neuessen zu Dortmund (Abb. 294a), während die von den Ver. Stahlwerken gelieferten Spundwände der Bauart Larssen (Abb. 294b) sich da-

<sup>1)</sup> Die Bautechnik 1926, Nr. 6, S. 73 u. f.; Schönnopp: Eiserne Spundwände.

durch auszeichnen, daß die einzelnen Bohlen *a* beiderseits völlig gleich gestaltet sind und jede Seite gleichzeitig Nut und Feder bildet. Die den Ring

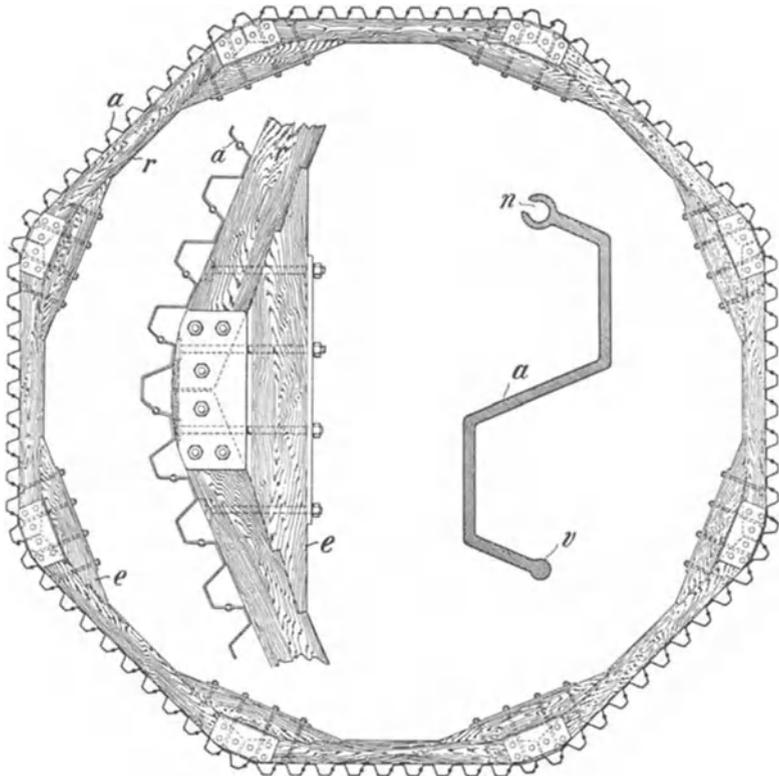


Abb. 293. Spundwand (Bauart Rote Erde).

schließenden Bohlen werden mit Überdeckung eingetrieben, da hier die Fuge nicht paßt (s. Abb. 295 vorn). Das Eintreiben der Bohlen geschieht mit einer

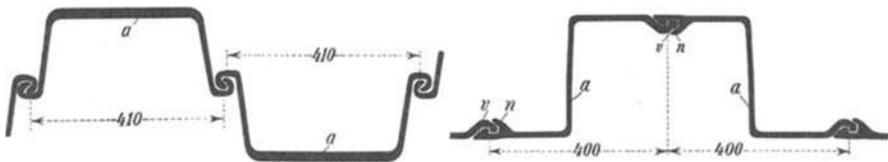


Abb. 294 a. Spundwand der A.-G. Hoesch-Köln Neuessen.

Abb. 294 b. Spundwand der Ver. Stahlwerke (Bauart Larssen).

Dampframme, deren genau senkrecht aufgestellte Bahn den Kopf der Bohle führt, so daß der Holzrahmen *r* nur den Ansatzpunkt festlegt. Teufen von 8—10 m lassen sich mit ziemlich sicherer Aussicht auf Erfolg abspunden. Darüber hinaus häufen sich aber die Mißerfolge. Insbesondere kommt es vor, daß

die Führung von Nut und Feder reißt und die Wand klafft. Abb. 295 zeigt einen für die Emschergenossenschaft in Essen hergestellten Spundwandschacht von 12 m Durchmesser mit Innenversteifung.

Für mächtigere Schwimmsandschichten und schwierigere Verhältnisse wendet man Rohrwände an. Der Erfinder dieses Verfahrens ist Bergwerksdirektor Haase. Er benutzte eiserne Rohre, denen zum Zwecke der gegenseitigen Führung nach Art von Nut und Feder ineinandergreifende Lappen angeietet waren (Abb. 296). Hieraus ergibt sich der Vorteil, daß ein Spülbohrer sich in die Rohre einführen läßt und damit entgegenstehende Hinder-

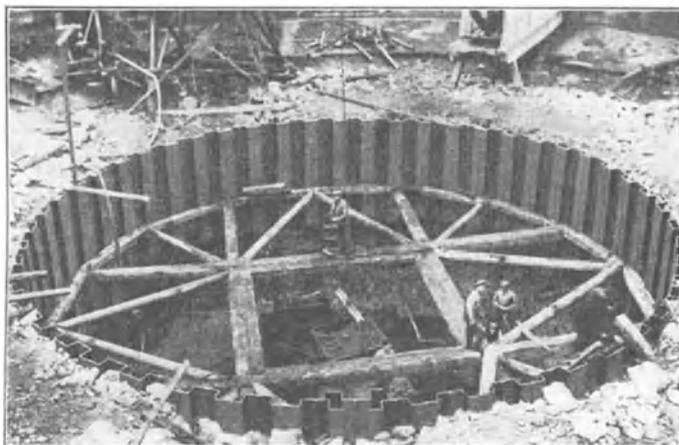


Abb. 295. Spundwandschacht von 12 m Durchmesser mit Innenversteifung. (Bauart Hoesch-Köln Neuessen).

nisse beseitigt werden können. Die einzelnen, die Wand bildenden Rohre gehen also schon bei einem verhältnismäßig geringen Drucke nieder. Das hat eine geringe Beanspruchung der Rohre beim Einpressen zur Folge, woraus sich wieder die Möglichkeit ergibt, daß man die Rohre nach oben hin durch Aufsetzen leicht verlängern kann. Es lassen sich also mit einem ein-



Abb. 296. Haasesche Spundwand.



Abb. 297. Simonsche Spundwand.

zigen senkrechten Anstecken verhältnismäßig große Gebirgsmächtigkeiten überwinden. Die Grenze, bis zu der ein solches Anstecken möglich ist, scheint etwa bei 18—20 m zu liegen. Darüber hinaus wird die gegenseitige Führung der Rohre zu unsicher. Die Rohre laufen auseinander, und die Wand klafft, oder sie keilen sich so gegeneinander fest, daß sie nicht weiter zu bringen sind.

Mehrfach sind noch andere Spundrohrwandformen vorgeschlagen, von denen diejenige von Simon (Abb. 297) dadurch bemerkenswert ist, daß

sie durch nachträgliches Einfüllen von Zement in die durch Profileisen gebildeten Hohlkörper vollkommen wasserdicht gemacht werden kann, was bei der Haaseschen Rohrwand nicht möglich ist.

Hat man mit der Bohlen- oder mit der Rohrwand die wassertragende Schicht erreicht, so beginnt man mit dem Abteufen unter stetiger Vertäfelung der Sohle, solange das Gebirge schwimmend bleibt. Der Schacht wird dabei innerhalb der Spundwand mit hölzernen oder schmiedeeisernen Gevierten und Bohlenverzug oder mit Mauerung endgültig ausgekleidet.

**33. — Anwendbarkeit und Kosten der eisernen Spundwände.** Das Verfahren des Senkrechtansteckens mit eisernen Spundwänden wird häufig zur Durchteufung der nahe unter der Tagesoberfläche befindlichen Schwimmsandschichten mit Erfolg benutzt. Finden sich grobe Gerölle oder Findlinge in den zu durchteufenden Schichten, so ist zwar ein Durchbohren solcher Hindernisse nicht unmöglich, doch wachsen dann die Schwierigkeiten bedeutend und stellen den Erfolg der Arbeit in Frage. Die Kosten schwanken dementsprechend in weiten Grenzen. Für den obenerwähnten Schacht IX der Zeche Consolidation haben sie bei 8,3 m lichtem Schachtdurchmesser etwa 3600  $\mathcal{M}$  je Meter betragen. Für engere Schächte werden sie auf 700—3000  $\mathcal{M}$  je Meter angegeben. 1 m<sup>2</sup> Schachtwandung kostet 60—140  $\mathcal{M}$ , wenn man mit einem Preise von 160—170  $\mathcal{M}/t$  rechnet.

### c) Das Abteufen unter Senken des Grundwasserspiegels.

**34. — Das Grundwasser-Absenkungsverfahren,** wie es von der Siemens-Bau-Union zu Berlin ausgebildet ist, besteht darin, daß das Grundwasser rund um den abzuteufenden Schacht durch Rohrbrunnen abgesenkt und der Schacht in dem abgetrockneten Gebirge nach dem gewöhnlichen Verfahren niedergebracht wird. Hierbei geht man staffelweise vor (Abb. 298), derart, daß zunächst die erste Staffel von Rohrbrunnen den Grundwasserspiegel in größerem Umkreise um den abzuteufenden Schacht herum senkt. Eine zweite, dem Schachte nähergerückte Staffel senkt innerhalb des bereits beeinflussten Umkreises den Grundwasserspiegel tiefer. Weitere Rohrbrunnenstaffeln (im Falle der Abb. 298 eine dritte und vierte) folgen. Die einzelnen Rohrbrunnen können von der Erdoberfläche her abgebohrt und vom Schachte aus durch Strecken angefahren werden. In diesen werden die einzelnen Brunnen durch Rohrleitungen miteinander verbunden und von einer in der Strecke nahe am Schachte ortsfest aufgestellten Pumpe gemeinschaftlich abgesaugt. Mit Hilfe einer einzelnen Staffel gelingt es, den Wasserspiegel um den Schacht herum je um 4,5—5 m abzusenken. Auf dem Scheitel der Grundwasserabsenkung wird eine neue Staffel im Schutze der vorhergehenden eingerichtet<sup>1)</sup>.

Auf Grube Matador bei Senftenberg hat man auf diese Weise einen Schacht etwa unter den in Abb. 298 dargestellten Verhältnissen durch eine rund 18 m starke Schwimmsandschicht hindurch niedergebracht. In der ersten, unmittelbar über dem gewöhnlichen Grundwasserspiegel eingerichteten Staffel

<sup>1)</sup> Braunkohle 1925, Nr. 1, S. 28 u. f.; H. Müller: Der Aufschluß des zweiten Flözes der Grube Matador bei Senftenberg; — ferner Techn. Mitteil. (Deutscher Kaliverein) 1924, Nr. 5, S. 33; Die Grundwasserabsenkung im Bergbau.

arbeiteten 9 Brunnen, in der zweiten (rund 5 m tiefer) 13, in der dritten (rund 4 m tiefer) 15 und in der vierten Staffel (rund 4 m tiefer) 11 Brunnen. Zur Verbindung der einzelnen Brunnen wurden in der ersten Staffel 134,5 m, in der zweiten 105 m, in der dritten 93 m, in der vierten 44 m Strecken notwendig. Die letzten 3—4 m über der Lettenschicht konnten nicht entwässert werden; sie wurden durch Eintreiben einer eisernen Spundwand, Bauart Larssen, überwunden. Die minutlich insgesamt in den Staffeln gehobene

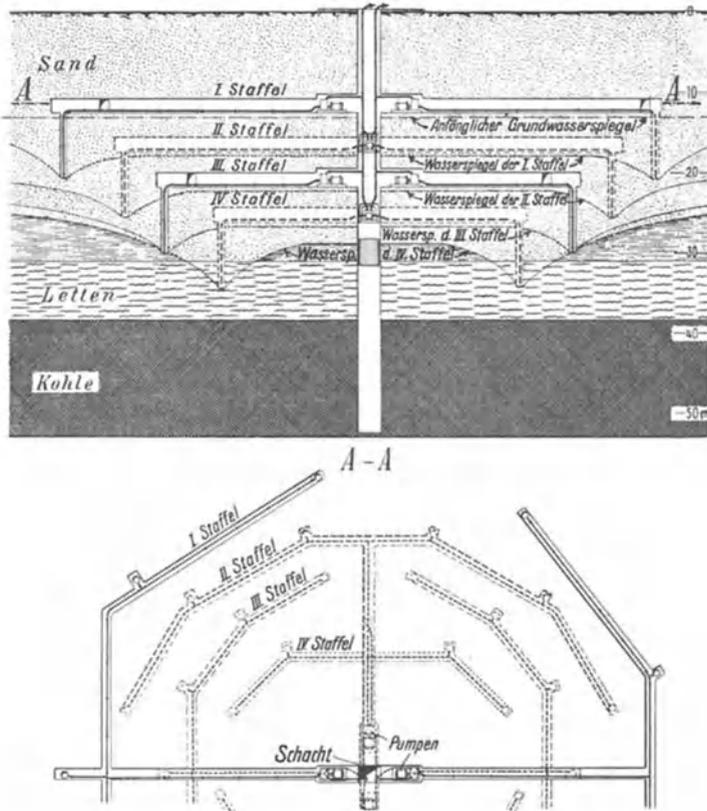


Abb. 298. Schachtabteufen mittels Grundwasserabsenkung.

Wassermenge stieg von  $1,62 \text{ m}^3$  auf schließlich  $3,3 \text{ m}^3$ . Dies Abteufen glückte. Die Grubenverwaltung veranschlagt die Höhe der Kosten eines solchen Schachtabteufens unter Ausnutzung der bei dem ersten Versuch gesammelten Erfahrungen auf etwa 3500—4000  $\text{M}$  je Meter Schacht.

Das Verfahren erscheint für geringe Teufen und lockeres, wasserdurchlässiges Gebirge durchaus zweckmäßig und ausbaufähig. Gegenüber der beschriebenen Ausführung sind Vereinfachungen möglich. Insbesondere lassen sich ähnlich, wie dies bei Herstellung von Baugruben bereits mehrfach geschehen ist, das Auffahren von Strecken und der Einbau gemeinschaftlicher Pumpen in verschiedenen Staffeln dadurch vermeiden, daß man in die ge-

nügend weiten Bohrlöcher selbst gedrängt gebaute Tiefbrunnenpumpen einhängt und allmählich entsprechend dem Niedergehen des Wasserspiegels senkt. Freilich sind hierbei manche in der Wirkungsweise der anzuwendenden Kreiselpumpen begründete Schwierigkeiten zu überwinden<sup>1)</sup>.

## II. Das Senkschachtverfahren.

### a) Einleitung.

**35. — Allgemeines über Art und Wesen des Verfahrens.** Während bei der Abtreibearbeit die Schachtwandung in einzelnen Teilen in die zu durchteufenden Schichten eingetrieben wird, dringt bei dem Senkschachtverfahren die geschlossene Schachtwandung als Ganzes in das Gebirge vor. Entsprechend ihrem Niedersinken wird sie oben höher gebaut und so andauernd verlängert. Die Herrichtung und Fertigstellung des

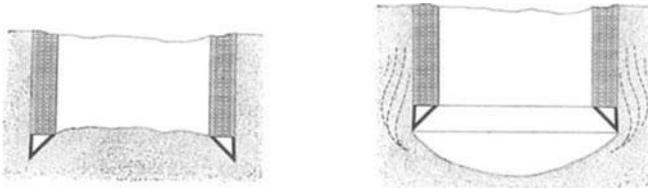


Abb. 299.

Abb. 300.

Verschiedene Stellungen des Schneidschuhes.

Ausbaues geschieht also oberhalb der zu durchteufenden Schichten. Das Niedergehen der Schachtauskleidung erfolgt entweder allein durch ihr eigenes Gewicht oder wird durch künstliche Belastung oder durch besondere Preßeinrichtungen begünstigt. Der Querschnitt eines Senkschachtes ist stets kreisrund.

Die niedergehende Schachtwandung nennt man den Senkkörper, den untersten Ring des Senkkörpers den Senk- oder Schneidschuh, weil er das Gebirge durchschneiden muß.

Während der Senkarbeit wird die Sohle des Schachtes etwa entsprechend dem Vorrücken des Senkkörpers vertieft, was entweder bei niedergehaltenem Wasserspiegel durch unmittelbare Handarbeit auf der Sohle oder aber durch Bagger, Sackbohrer u. dgl. im „toten Wasser“, nachdem dieses bis zum natürlichen Wasserspiegel angestiegen ist, geschehen kann. In jedem Falle soll möglichst der Schneidschuh nach Abb. 299 der Schachtsohle gegenüber voraus sein und soll nicht etwa, wie dies Abb. 300 andeutet, unterschritten und unterschritten werden, weil hierdurch das Gebirge rund um den Schacht in Bewegung kommen und nachstürzen und so den Schacht sowie auch die Tagesanlagen gefährden kann. Freilich wird man manchmal, wenn der Senkkörper durchaus nicht weitersinken will, zu einem Unterschneiden des Senk-

<sup>1)</sup> Braunkohle 1927, Nr. 36, S. 805 u. f.; Dr.-Ing. F. Estor: Die Bedeutung des Verfahrens der Vorentwässerung des Gebirges für das Schachtabteufen im Braunkohlenbergbau.

schuhs gezwungen. Es bleibt dies aber in jedem Falle ein gewagtes und in seinen Folgen nicht zu übersehendes Mittel.

Hat der Senkschacht wassertragendes Gebirge erreicht, so sucht man den Senkkörper ein Stück in dieses einzupressen, um einen Abschluß der Wasser nach unten hin zu erhalten. Durch besondere Anschlußarbeiten wird der Wasserabschluß noch des weiteren sichergestellt.

Das Senkschachtverfahren ist seiner Natur nach auf weiches, mildes Gebirge beschränkt, das dem Schneid Schuh ein Eindringen gestattet. Im festen Gebirge, das der Senkschuh nicht durchschneiden kann, oder auch in Schichten, die einzelne harte Blöcke (z. B. Findlinge) enthalten, ist es nicht anwendbar. Selbstverständlich wird man das Senkschachtverfahren nur dann zur Anwendung bringen, wenn die schwimmende Beschaffenheit des Gebirges dazu zwingt. Im trockenen Gebirge ist das gewöhnliche Abteufverfahren billiger.

**36. — Die bei wachsender Teufe auftretenden Schwierigkeiten und die Verwendung mehrerer Senkkörper.** Mit dem Niedergehen des Senkkörpers nimmt sowohl der Gebirgsdruck wie die diesem ausgesetzte Fläche der Schachtwandung in einfachem Verhältnis zu. Das bedeutet, daß die aus beiden Größen sich ergebende Gesamtreibung mit der Tiefe in quadratischem Verhältnis wächst. Ein 20 m tiefer Senkschacht findet einen viermal und ein 30 m tiefer Schacht bereits einen neunmal so großen Widerstand wie ein 10 m tiefer Senkschacht.

Nimmt man z. B. den Druck des Schwimmsandes mit dem 1,7fachen des Wasserdruckes und den Reibungswiderstand mit 20% des Druckes an, so errechnet sich für einen Senkschacht mit 5,5 m äußerem Durchmesser der Reibungswiderstand

bei 10 m Teufe auf	294 000 kg
„ 20 „ „ „	1 176 000 „
„ 30 „ „ „	2 646 000 „

Abb. 301.  
Ineinander-  
schachtelung von  
4 Senkkörpern.

Diese Zahlen machen erklärlich, daß auch künstliche Belastung, die im Höchsthalle bisher auf 2000000 kg gesteigert worden ist, bald versagt. Früher pflegte man dann einen zweiten Senkkörper in den ersten einzubauen, der nun von der bereits erreichten Sohle aus von neuem in das Gebirge so lange vordringt, bis auch er seinerseits zum Stillstande kommt. Ja, man hat sogar eine ganze Reihe von Senkkörpern mit stets enger werdendem Querschnitt nach Art eines Fernrohres ineinandergebaut (Abb. 301). Auf Zeche Deutscher Kaiser II hat man z. B. bis 116 m Teufe fünf und auf Rheinpreußen I bis 125 m Teufe sogar sieben Senkkörper ineinander schachteln müssen. Im Ruhrbezirk hat man so in den letzten Jahrzehnten des vorigen Jahrhunderts 6 Schächte auf Teufen über 100 m, darunter 2 Schächte sogar bis 150—178 m, niedergebracht. In jedem Falle war aber für Teufen über 25—30 m das Verfahren in hohem Maße unsicher und teuer, und es ist jetzt durch das Gefrierverfahren überholt.

### b) Einrichtungen über Tage und vorbereitende Arbeiten.

**37. — Fördergerüst.** Da bei jedem Senkschacht Gebirgsbewegungen und Senkungen der Erdoberfläche um den Schacht herum zu besorgen sind, so pflegt man sich gern mit einem vorläufigen, tunlichst leichten Fördergerüst zu begnügen.

Um der Unsicherheit des Baugrundes Rechnung zu tragen, verlagert man gewöhnlich in der für Fördergerüste auch sonst üblichen Weise (s. Abb. 260 und 261) lange Grundsohlenhölzer unmittelbar auf dem Erdboden, auf denen man sodann das Gerüst aufbaut. Gut bewährt hat sich auch das Verfahren, die Sohlenhölzer auf eine größere Zahl von Mauerfüßen (bis zu 22) zu legen, so daß beim Nachgeben des einen oder anderen nicht der Verband des ganzen Gerüsts gestört wird und durch Aufmauern des betreffenden Fußes der Stützpunkt wieder gewonnen werden kann.

**38. — Fördermaschine und sonstige Einrichtungen.** In etwa 20 bis 30 m seitlicher Entfernung vom Schachte wird die Fördermaschine aufgestellt. Eine geringere Entfernung ist wegen etwaiger Bodensenkungen nicht rätlich. Die Stärke der Maschine wird je nach der mit dem Senkschachte zu erreichenden Tiefe bemessen und beträgt in der Regel 120—200 PS. Die Maschine dient bei der Arbeit auf der Sohle zur Bergförderung und wird bei der Arbeit im toten Wasser (s. Ziff. 50 u. f.) außerdem zum Antrieb der Bohrvorrichtungen oder zum Einhängen und Aufholen des Greifbaggers benutzt.

Die sonstigen Einrichtungen über Tage (Kesselanlage, Werkstätten, Kauen usw.) entsprechen denjenigen, wie sie auch für das gewöhnliche Abteufen mit Hand erforderlich sind.

Bis zum Grundwasserspiegel teuft man den Schacht mit einem genügend großen Durchmesser mit Hand ab. Auf der Sohle dieses Vorschachtes wird sodann der Schneidschuh des Senkkörpers zusammengesetzt und der Senkkörper selbst von hier aus aufgebaut.

### c) Die Senkkörper und ihr Einbau.

**39. — Einleitende Bemerkungen.** Die Senkkörper bestehen aus Mauerung oder aus eisenbewehrtem Beton. Für tiefere Senkschächte wurden früher vielfach gußeiserne Senkkörper und vereinzelt auch die sog. Verbundsenkkörper benutzt, die aus einer Verbindung von Gußringwand und Mauerung bestanden. Da sie jetzt nicht mehr angewandt werden, sollen sie im folgenden nur kurz behandelt werden. Näheres über sie ist in den früheren Auflagen dieses Bandes zu finden. In einzelnen Fällen sind früher auch aus Schmiedeeisen zusammengesetzte Senkkörper benutzt worden. Jedoch ist Schmiedeeisen nur in verhältnismäßig dünnen Blechen herstellbar, so daß es für größere Schachtdurchmesser und Teufen außer Betracht bleiben muß.

Senkkörper aus Mauerung und Beton haben den Vorteil, daß sie sich wesentlich billiger stellen als Gußringe und daß ihr Gesamtgewicht größer ist. Der Umstand, daß sie mehr Platz einnehmen, spielt bei den geringen Teufen, in denen sie angewandt werden, keine erhebliche Rolle.

Der lichte Durchmesser des Senkkörpers wird vorsorglich 1—2 m und bei Teufen über 15 m auch wohl 2—2 $\frac{1}{2}$  m größer als der beabsichtigte lichte Durchmesser des fertigen Schachtes gewählt, um nötigenfalls einen zweiten Senkkörper einbauen oder den Schacht durch eine innerhalb des Schachtkreises eingetriebene Spundwand sicherstellen zu können. Nimmt man einen zweiten Senkkörper in Aussicht, so ist ein Schneid Schuh bereitzuhalten, da seine Anfertigung 6—8 Wochen erfordert. Im Hinblick auf die Gefahr von Schwimmsanddurchbrüchen ist eine genügend leistungsfähige Wasserleitung vorzusehen, mit Hilfe deren man den Schacht zur Erzeugung von Gegendruck in kürzester Zeit unter Wasser setzen kann.

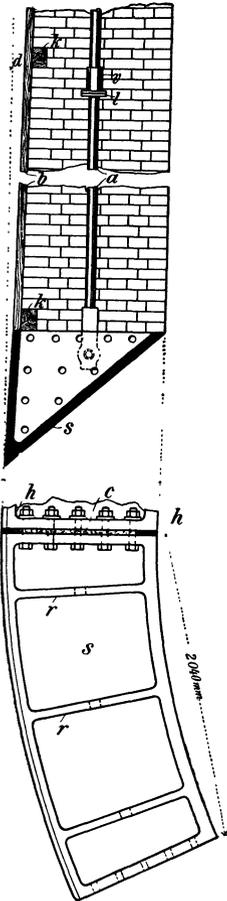


Abb. 302. Eiserner Schneid-schuh für Mauersenk-schächte mit Ankerstange.

**40. — Die Mauersenk-schächte. Der Schneid-schuh.** Der die Unterlage für das Mauerwerk bildende und das Einschneiden erleichternde Schneid-schuh besteht in der Regel aus Gußeisen und wird (Abb. 302) aus 6—14 hohlen Teilstücken *s*, die Verstärkungsrippen *r* besitzen, zusammenschraubt. Oben sind sie in der Regel offen. Nach dem Zusammenbau werden sie mit Zement oder Mauerwerk ausgefüllt.

Die obere Breite des Schuhs beträgt je nach der Mauerstärke 0,55—1,10 m, die Höhe 0,60—1,2 m, die Wandstärke 30—50 mm. Zwischen die Ringteile wird vor dem Zusammenschrauben eine Bleidichtung gelegt. An deren Stelle fügt man auch nach Abb. 302 zwischen die Ringteile einen Holzrahmen *h* ein, wobei die Dichtung durch Einstampfen einer Eisenkittmischung *c* erfolgt.

Die Außenfläche der gußeisernen Senkschuhe erhält häufig eine geringe Neigung nach außen, so daß also die äußerste Schneide etwas nach außen vorspringt. Hierdurch schneidet sich der Schuh leichter in das Gebirge ein. Der Winkel an der Spitze liegt zwischen 40 und 50°.

Ein mittelstarker Senkschuh für eine Anfangs-stärke der Mauerung von drei Steinen bei 6—8 m Schachtdurchmesser wiegt etwa 15000—20000 kg und kostet 6000—8000 *ℳ*.

Auf Zeche Massen hat man für einen Senk-schacht von 7,5 m lichten Durchmesser einen Schneid-schuh aus eisenbewehrtem Stampfbeton mit einem Schneidring aus Winkel-eisen benutzt<sup>1)</sup>. Die Zeit der Herstellung des Schuhs betrug nur 14 Tage, die Kosten beliefen sich auf 5600 *ℳ*.

**41. — Die Verankerung.** Zur festeren Verbindung des Mauerwerkes mit dem Senkschuh einerseits und zur Erhöhung der Festigkeit des Mauer-

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1926, S. B. 5; Versuche und Verbesserungen.

werkes in sich anderseits dient die Verankerung, die aus den senkrechten Ankerstangen *a* (Abb. 303), den Verschraubungen *v* und den waagerechten Verbindungslaschen *l* besteht. Die Ankerstangen *a* sind mit ihrem unteren Ende an Rippen *r* des Schneidschuhes *s* befestigt, sei es, daß sie hier durch Löcher gesteckt und mittels Schrauben gehalten werden, sei es, daß sie, wie dies die Abbildung darstellt, gabelförmig über die Querrippen greifen und durch hindurchgesteckte Bolzen befestigt werden. Die 3—6 cm dicken Stangen besitzen Längen von 3—4 m und können nach oben hin durch Aufsetzen weiterer Stangen mittels Mutterschrauben *v* mit Rechts- und Linksgewinde beliebig verlängert werden. Die an den Enden durchbohrten, waagerechten, 12—40 mm dicken und 100—200 mm breiten Verbindungs-laschen *l* werden so über die Stangen *a* geschoben, daß diese mit den Mutterschrauben auf ihnen ruhen. Auf diese Weise wird ein großmaschiges Gitterwerk in der Mauerwand hergestellt.

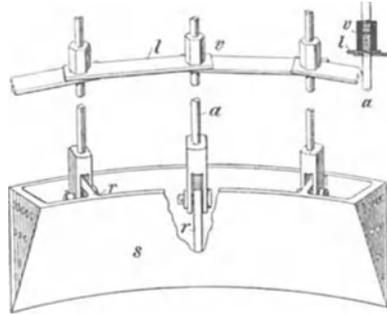


Abb. 303. Ansicht eines Teilstückes eines eisernen Schneidschuhes für Mauer-senk-schächte mit zugehöriger Verankerung.

**42. — Das Mauerwerk.** Für das Mauerwerk verwendet man tunlichst feste Ziegel und einen guten Zementmörtel, der zweckmäßig aus 1 Teil schnell bindenden Zement und 2—3 Teilen Sand besteht. Die Mauer erhält je nach dem Durchmesser des Schachtes und der Teufe, bis zu der der Senkkörper vordringen soll, eine Anfangstärke von 2—4 Steinen. Nach oben hin gibt man der Außenseite der Mauer, um die Reibung zu vermindern, eine schwache Neigung nach innen — die sog. Dossierung —, die 1 : 50 bis 1 : 100 beträgt und bei Bemessung der anfänglichen Mauerstärke zu berücksichtigen ist. Ferner dient zur Herabsetzung der Reibung eine außen angebrachte Ummantelung der Mauer mit 20—30 mm starken Holzbrettern, die an eingemauerten Holzkränzen festgenagelt und mit Schmierseife bestrichen werden (Abb. 302). Neuerdings hat man die Bretterummantelung fallen lassen und dafür einen schnell bindenden, gut geglätteten Zementverputz (1 Teil Zement, 3 Teile Sand) angewandt.

**43. — Der Einbau und das Hochmauern des Senkkörpers.** Der Einbau des Senkkörpers erfolgt derart, daß zunächst der Schneidschuh auf der Sohle des Vorschachtes zusammengesetzt und genau waagrecht gelegt wird. Alsdann wird mit dem Hochziehen der Mauerung begonnen, was anfangs von der Schachtsohle und später von einer schwebenden oder festen Bühne oder auch von der Erdoberfläche aus am Umfange des Mauerwerks geschieht.

Hat die Mauerung einige Meter Höhe über der Erdoberfläche erreicht, so beginnt die Arbeit auf der Sohle mit der Hereingewinnung des Gebirges, während die Mauerarbeiten ruhen, um nicht die auf der Sohle arbeitenden Leute zu gefährden. Das Mauern wird erst wieder fortgesetzt, wenn die Oberfläche der Mauerung nur noch wenig über den Erdboden hervorragt. Damit der Wechsel nicht zu oft eintritt, sind Mauersätze von 3—4 oder noch mehr Metern Höhe zweckmäßig.

Bei der Senkarbeit im toten Wasser wird dagegen häufig gleichzeitig gemauert und die Sohle vertieft.

**44. — Senkkörper aus Beton.** Beton anstatt des Ziegelmauerwerkes bietet für Senkkörper mannigfache Vorteile. Beton wiegt  $2,2 \text{ t/m}^3$ , während das Gewicht der Ziegelmauerung nur  $1,8 \text{ t/m}^3$  beträgt. Im toten Wasser ist der Unterschied verhältnismäßig noch größer, da bei Beton  $1,2 \text{ t}$  und bei Mauerwerk nur  $0,8 \text{ t}$  je Kubikmeter

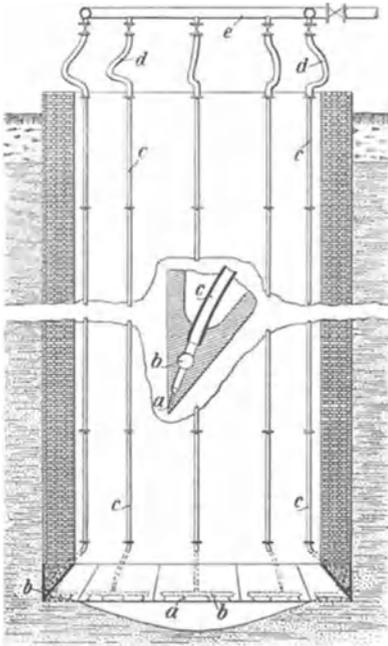


Abb. 304. Senkkörper mit Wasserstrahleinrichtung zum Freispülen des Schneidschuhes.

wirksam werden. Die Druckfestigkeit des Betons ist der des Ziegelmauerwerkes überlegen (s. S. 117). Außerdem hat man die Möglichkeit, durch Anwendung von Eisenbeton auch die Biegezugfestigkeit wesentlich zu steigern. Als Nachteil bleibt für manche Fälle der Anwendung die langsame Erhärtung, obwohl freilich auch der Mörtel des Ziegelmauerwerkes nicht von vornherein seine volle Festigkeit besitzt. Von den auf S. 162 angegebenen Ausführungsarten von Schachtauskleidungen in Beton sind für Senkschächte bisher nur zwei, nämlich die Hochführung der Schachtwandung aus Formsteinen einerseits und aus Stampfbeton andererseits, zur Anwendung gekommen.

Auf dem Kalischachte Markgräfler<sup>1)</sup> bei Buggingen (Baden), der von  $12,5\text{--}32,4 \text{ m}$  als Senkschacht niedergebracht wurde, hat man den Senkkörper aus Betonformsteinen in den Maßen von  $10 \times 12 \times 25 \text{ cm}$  mit der üblichen Verankerung hochgemauert. Hierbei hat man durch die Ausgestaltung des Schneidschuhes für die Möglichkeit, das Gebirge durch Wasserstrahlen zu be-

arbeiten, Sorge getragen (Abb. 304). Die Schneide war ringsum mit Düsen *a* besetzt, die von einem Ringkanal *b* ausgingen. An jedes der 10 Segmente des Schneidschuhes war ein Rohr *c* angeschlossen, das innerhalb der Mauer zutage geleitet und oben durch einen Schlauch *d* an eine Ringleitung *e* angeschlossen war. Diese Ringleitung wurde durch eine Duplexpumpe mit Druckwasser von  $20 \text{ at}$  gespeist. Jeder Abzweig war durch einen Hahn verschließbar. Es konnte also je nach Bedarf am ganzen Schneidenumfange oder nach Anweisung eines Tauchers unter einzelnen Segmenten gespült werden. Dieses Verfahren hat sich gut bewährt.

Ein Beispiel für die Verwendung von eisenbewehrten Betonformsteinen ist der Senkschacht der belgischen Kohlengrube Hautrage, der im Jahre

<sup>1)</sup> Kali 1928, Nr. 3, S. 30 u. f.; Dr.-Ing. Th. Albrecht: Das Durchteufen des Rheinkieses in den Schächten der Gewerkschaften Baden und Markgräfler.

1907 bis zu einer Teufe von 22 m niedergebracht wurde<sup>1)</sup>. Die Schachtwand wurde aus großen, 1 m langen und 80 cm breiten Betonsteinen zusammengesetzt, die oben und unten zickzackförmig ineinandergriffen. Ihre durchschnittliche Höhe betrug 50 cm. In durchgehenden, senkrechten Löchern und in waagerechten Fugen wurde die Eisenbewehrung untergebracht und mit flüssigem Zement vergossen. Der Senkkörper hielt den an ihn herantretenden Beanspruchungen gut stand.

Senkschächte aus eisenbewehrtem Stampfbeton sind in größerer Zahl in den Vereinigten Staaten von Amerika niedergebracht worden<sup>2)</sup>. Als Beispiel sei der Mortonschacht bei Hibbing (Minnesota) erwähnt, dessen Abmessungen aus Abb. 305 ersichtlich sind. Der Beton wurde zwischen eine innere und äußere Verschalung eingestampft, die entsprechend dem Einsinken des Senkkörpers hochgezogen wurde. In der Betonwand wurden ringsum Rohre  $r$  angeordnet, durch die Wasser unter starkem Überdruck, ähnlich wie nach Abb. 304, auf die Schachtsohle geführt wurde. Das Wasser lockerte das Gebirge am Umfange des Schachtes auf und beförderte es nach der Schachtmitte, von wo es durch einen Bagger zutage geschafft wurde. Da das Gewicht des Betonmantels nicht genügte, um den Schacht zum Sinken zu bringen, wurde in den Senkschacht ein eiserner, in Segmente geteilter Hohlzylinder  $h$  eingebracht und durch Haken, die in die Betonwand eingelassen waren, befestigt. Der Ringraum wurde mit Sand und Wasser ausgefüllt. Der Senkschacht erreichte in 12 Monaten eine Teufe von 48,75 m.

Mehrfach hat man in den Vereinigten Staaten auch eisenverstärkte Betonsenkschächte in Verbindung mit dem Preßluftverfahren (s. S. 243 u. f.) benutzt.

**45. — Die Teufengrenze für Mauer- und Betonsenkschächte.** Es ist zwar in einzelnen Fällen gelungen, solche Senkschächte auf Teufen von 50—60, ja sogar von 75 bzw. 92 m niederzubringen<sup>3)</sup>. Doch gehören diese Erfolge zu den Ausnahmen und sind von vornherein jedenfalls nicht zu erwarten. Deshalb tut man gut, Mauer- und Betonsenkschächte nur für Teufen bis höchstens 25—30 m in Aussicht zu nehmen, weil man alsdann mit einiger

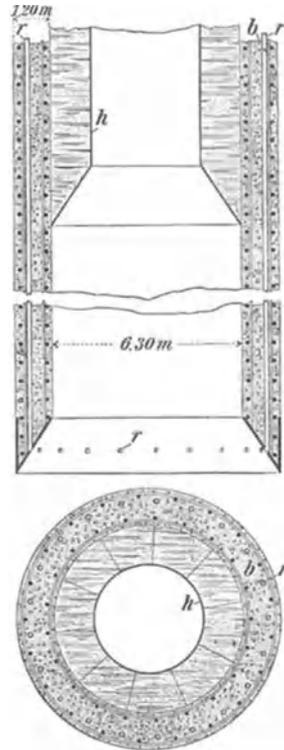


Abb. 305. Senkschacht aus eisenbewehrtem Beton.

<sup>1)</sup> Ann. d. min. de Belg. 1908, S. 1173 u. f.; S. Stassart: Emploi d'un revêtement descendant en béton armé.

<sup>2)</sup> Glückauf 1910, Nr. 24/25, S. 872 u. f.; Viebig: Die Verwendung von Eisenbeton beim Grubenausbau; — ferner The Engineering and Mining Journal 1909, S. 599 u. f.; Fay: Sinking a reinforced concrete mineshaft.

<sup>3)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1863, S. 51; — ferner ebenda 1875, S. 244.

Sicherheit darauf rechnen kann, das Ziel zu erreichen. Die künstlichen Mittel, die man, um ein weiteres Niedergehen des Senkschachtes zu erzwingen, anwenden kann, insbesondere das Unterschneiden oder Unterspülen des Schneidshuhes, das Pressen und Belasten des Senkkörpers, nützen erfahrungsgemäß wenig, geben aber leicht zu Beschädigungen und Schiefstellungen des Senkzylinders Veranlassung.

**46. — Gußeiserne Senkkörper.** Der Schneidshuh für gußeiserne Senkkörper besteht aus mehreren Teilstücken, deren Zahl je nach dem Durchmesser des Schachtes 8—14 beträgt.

Die Stücke werden in der üblichen Weise unter Benutzung von Bleistreifen als Dichtung zu einem geschlossenen Ringe verschraubt. Der übliche Querschnitt entspricht demjenigen der deutschen Gußringe, nur daß des unteren Flansches eine Schneide *s* angebracht ist (Abb. 306).

Die Wandstärke der Schneidshuhe pflegt man auch für geringere Teufen immerhin auf 50—75 mm zu bemessen.

Die auf den Schneidshuh aufgebaute Wand besteht aus deutschen Gußringen der üblichen Bauart (s. oben). Mit der Wandstärke pflegt man bei Senkschächten nicht unter

40 mm zu gehen, selbst wenn es sich nur um flache Teufen handelt, weil die Beanspruchungen mannigfacher Art an Senkschächte einerseits außergewöhnlich groß sind und sich andererseits der Rechnung entziehen, so daß ein sehr erheblicher Sicherheitszuschlag bei der Wandstärke nur rätlich ist.

**47. — Verbundsenkkörper.** Nach dem Vorschlage des Bergwerksdirektors Pattberg ist einige Male, z. B. auf Zeche Rheinpreußen IV und V bei Homberg und auf dem Eduard-Schachte der Zeche Anna bei Aachen ein Senkkörper, der teils aus einer Gußeisenwand und teils aus Mauerwerk besteht, zur Anwendung gekommen. Wie die Abb. 307 zeigt, werden zwischen die Gußringe kastenförmige, durch Ankerstangen *a* verbundene Ringe *k* eingeschaltet, zwischen denen eine zwei Steine starke Mauerung hochgeführt wird. Hierdurch soll einerseits eine gute Versteifung des Senkkörpers gegen den Gebirgsdruck erreicht werden und andererseits ein höheres Gewicht zur Wirkung kommen.

Tatsächlich sind die mit den Verbundsenkschächten erzielten Erfolge recht befriedigend gewesen, da mit ihnen in den oben genannten drei Fällen Teufen von 60,5, 74,5 und 69 m erreicht wurden<sup>1)</sup>, wobei aber die Vorschachtteufe mit 17—20 m in Abzug kommt. Nachteilig ist die große Raumbeanspruchung des Verbund-



Abb. 306.  
Schneidshuh  
für gußeiserne  
Senkschächte.

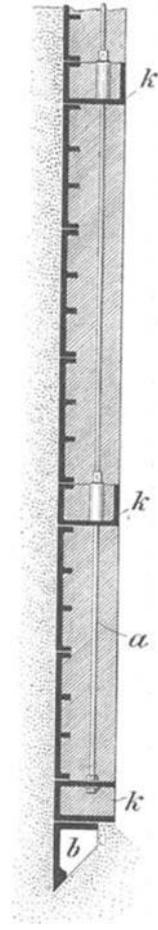


Abb. 307. Verbundsenkschacht.

<sup>1)</sup> J. Riemer: Das Schachtabteufen in schwierigen Fällen (Freiberg i. S., Craz u. Gerlach), 1905, S. 132; und Festschr. z. XI. Allgem. Deutschen Bergmannstage; Stegmann: Das Schachtabteufen usw., S. 75.

schachtes und der Umstand, daß die undicht gewordenen Fugen zwischen den Gußringen durch Nachstemmen von Blei nicht verdichtet werden können.

**48. — Der Einbau der gußeisernen Senkkörper.** Die Senkkörper werden bei geringen Wasser- und Gebirgschwierigkeiten unmittelbar auf der Sohle, bei schwierigen Verhältnissen dagegen, und zwar namentlich dann, wenn man sich bereits erheblich unter dem Grundwasserspiegel befindet, auf einer losen Sand- oder Kiesschüttung oder aber auf einem Betonpfropfen aufgebaut. Die lose Anschüttung erhält eine Höhe, die je nach der Festigkeit des Gebirges und der Menge der zuzitenden Wasser  $\frac{1}{2}$ — $\frac{2}{3}$  der Höhe des Grundwasserspiegels über der Schachtsohle beträgt. Dem Betonpfropfen gibt man eine Höhe von 7—15 m<sup>1</sup>).

Nach Fertigstellung des Schuhes baut man die Gußringwand auf. Man pflegt sich dabei einer schwebenden Bühne zu bedienen, die vom Kabel getragen wird. Sobald die Schachtauskleidung bis zur Tagesoberfläche hochgeführt ist, kann das Abteufen beginnen. Entsprechend dem Einsinken des Senkzylinders werden dann wieder neue Ringe aufgesetzt, wobei die Arbeit auf der Sohle ruht. Der Einbau der Ringe erfolgt hierbei auf einer unmittelbar an den Balken des Fördergerüsts aufgehängten Bühne. Das lotrechte Niedergehen des Senkkörpers sucht man durch Führungen, die in dem Vorschacht angebracht sind, tunlichst sicherzustellen.

#### d) Die eigentlichen Abteufarbeiten.

**49. — Die Abteufarbeit auf der Sohle** unter Wältigung der zuzitenden Wasser wird angewandt, solange die zu durchteufenden, losen Gebirgschichten nahe unter Tage liegen, der Wasserdruck noch gering ist, die Hebung der Wasserzuflüsse keine Schwierigkeiten macht und das Gebirge nicht zu Durchbrüchen neigt. Die Hereingewinnung des Gebirges geschieht in üblicher Weise, wobei man den Einbruch in die Mitte legt und, insoweit das Gebirge nicht sich selbst heranschiebt, von hier nach den Stößen hinarbeitet.

Das lotrechte Niedergehen überwacht man am besten mit einer Kanalwaage (Abb. 308), die am Umfange des Senkkörpers etwa 1 m oberhalb des Schneidschuhes angebracht wird und aus einem Ringe  $r$  und einer Anzahl von senkrecht stehenden, mit Marken versehenen Wasserstandsgläsern  $g$  besteht.

Wenn diese Waage bis zu einer bestimmten Höhe mit Wasser gefüllt ist, so genügt ein einziger Blick auf die Gläser zur Überwachung der Stellung des

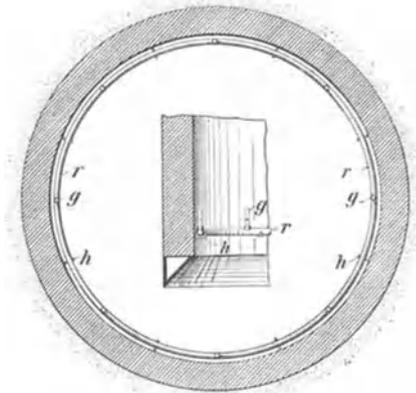


Abb. 308. Kanalwaage zur Überwachung des lotrechten Niedergehens von Senkkörpern.

<sup>1</sup>) Ingenieur-Archiv (Berlin, Springer), 1929, S. 116 u. f.; Domke: Die Spannungsverteilung in einem Schachtpfropfen.

Schachtes. Für den gleichen Zweck benutzt man auch Lote, die an mehreren Stellen nahe an der Innenwand aufgehängt werden.

Die Förderung des gewonnenen Gebirges erfolgt in üblicher Weise. Jedoch bleibt der Schacht zweckmäßig behufs leichten Überganges zur Arbeit im toten Wasser und für den etwaigen Einbau eines neuen Senkkörpers von geringerem Durchmesser möglichst frei von jeglichem Einbau.

Derselbe Grundsatz gilt auch für die Wasserhaltung. Soweit also die Wasser nicht mit den Fördergefäßen gehoben werden können, wendet man Pumpen an, die an Seilen hängen und mit deren Hilfe leicht hoch zu ziehen sind. Insbesondere benutzt man Pulsometer, die ja für geringe Teufen sehr geeignet sind, daneben aber auch Dampfstrahlvorrichtungen, Duplexpumpen usw. (zu vgl. 9. Abschnitt „Wasserhaltung“).

50. — Die Arbeit im toten Wasser findet statt, wenn die Bewältigung der Wasserzugänge Schwierigkeiten macht oder wenn nach der Natur des Gebirges Durchbrüche zu befürchten sind. In diesem Falle läßt man die dem Schachte zuzitenden Wasser bis zur Höhe des Grundwasserspiegels aufsteigen. Die Hereingewinnung und die Förderung des Gebirges erfolgen alsdann durch mechanische Hilfsmittel unter Wasser. Die Vertiefung der Schachtsohle geschieht durch drehende Arbeit mittels Sackbohrer oder durch Baggerangriff oder durch Stoßbohrer. Die Massen werden entweder durch die Gewinnungsgeräte selbst, wie bei dem Sackbohrer und den Baggern, oder durch Mammutpumpen, wie bei den Stoßbohrereinrichtungen, zu Tage gefördert.

51. — Sackbohrer. An einem Gestänge *g* (Abb. 309) ist unten der Sackrahmen *a* mit dem Doppelsack *s* befestigt. Die Messer *m* und Reißer *n*

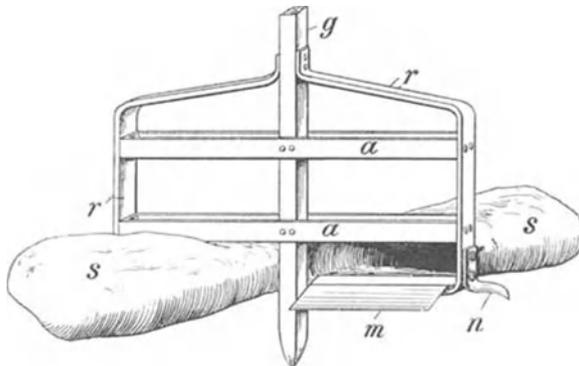


Abb. 309. Sackbohrer.

dienen zur Auflockerung des Gebirges. Der Sack ist in seinem unteren Teile aus haltbarem Leder, in seinem oberen Teile aus wasserdurchlässiger Sackleinewand gefertigt. Die Sackbohrer werden mit Hand oder durch maschinelle Kraft gedreht. Sobald der Sack gefüllt ist, wird er zwecks Entleerung

aufgeholt. Sackbohrer sind für weiches, insbesondere sandiges Gebirge, gut geeignet und können alsdann auch für größere Teufen benutzt werden. In widerstandsfähigerem und insbesondere in tonigem Gebirge versagen sie. Durch das Auftreten von Geschieben oder festeren Schichten entstehen leicht Schwierigkeiten.

52. — Bagger. Für geringe Teufen — bis etwa 15 m — kann man in lockeren Sand- und Kiesschichten Eimerbagger benutzen. Eine in Ab-

ständen von etwa  $2\frac{1}{2}$  m mit Eimern besetzte Gliederkette wird über 2 Endscheiben, die an den Enden von langen, verschiebbaren Leitbäumen angebracht sind, bewegt. Beim Gange um die untere Rolle füllen sich die etwa 25—30 l fassenden Becher, worauf sie oben umkippen und ihren Inhalt auf eine Rutsche entleeren. Mit der Vertiefung der Schachtsohle können die Ketten durch Einsetzen neuer Glieder verlängert und die Leitbäume nach Lüftung der Laschen tiefer herabgelassen werden. Die Arbeit mit Eimerbaggern gibt zu häufigen, mit der Tiefe zunehmenden Störungen Anlaß. Es ist außerdem schwierig, die Schachtsohle gleichmäßig zu bearbeiten.

Besser bewährt haben sich Greifbagger. Der Greifbagger wird in geöffnetem Zustande eingelassen, schließt sich, auf der Sohle des Schachtes angekommen, selbsttätig, indem er eine

mehr oder minder große Gebirgsmasse faßt und insich aufnimmt, und wird nun unmittelbar wieder zwecks Entleerung zu Tage gehoben. Die Wirkungsweise erhellt aus den Abbildungen 310 und 311, von denen Abb. 310 den Bagger in geöffnetem und Abb. 311 in geschlossenem Zustande darstellt. Der Bagger besteht aus zwei muldenförmigen, um eine Achse *a* drehbaren Blechkästen *bb*, die beim Einlassen von den am äußeren Umfange angreifenden Ketten *cc* getragen und offen gehalten werden. Stößt der Bagger auf der Sohle auf und entsteht Hängeseil, so fallen diese Ketten von ihren Tragehaken ab. Wird nun das Seil wieder angezogen, so werden die Ketten *dd* gespannt, worauf sich infolge Hebelwirkung die Kästen *bb* schließen und gleichzeitig das Gebirge fassen. Darauf wird der Bagger aufgeholt.

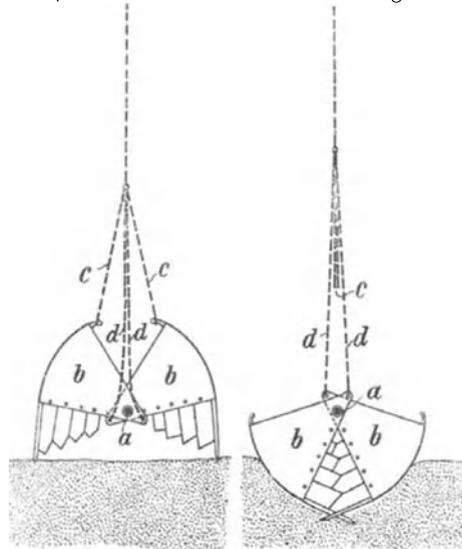


Abb. 310. Greifbagger in geöffnetem und geschlossenem Zustande. Abb. 311.

Die tatsächlichen Ausführungsformen weichen von der schematischen Darstellung der Abbildungen 310 und 311 mehr oder minder ab, ohne aber den zugrunde liegenden Gedanken gänzlich aufzugeben. Am häufigsten ist der Priestmannsche Greifbagger benutzt worden, bei dem die den Bagger tragenden Ketten sowohl im offenen wie im geschlossenen Zustande an Rollen angreifen. Ein Bagger faßt  $0,5$ — $1,25$  m<sup>3</sup> und wiegt  $1200$ — $1800$  kg.

Greifbagger haben den Vorteil, daß man sich ihrer bei geeignetem Gebirge in allen Teufen mit annähernd gleichem Nutzen bedienen kann. Auf Schacht Hugo bei Holten hat man sie z. B. bis zu einer Teufe von  $163$  m benutzt. Freilich macht die gleichmäßige Bearbeitung der Schachtsohle Schwierigkeiten. Bei weichem, rasch nachschiebendem Gebirge ist das allerdings ohne Belang, da man hier den Greifbagger stets in der Mitte des Schachtes angreifen lassen kann.

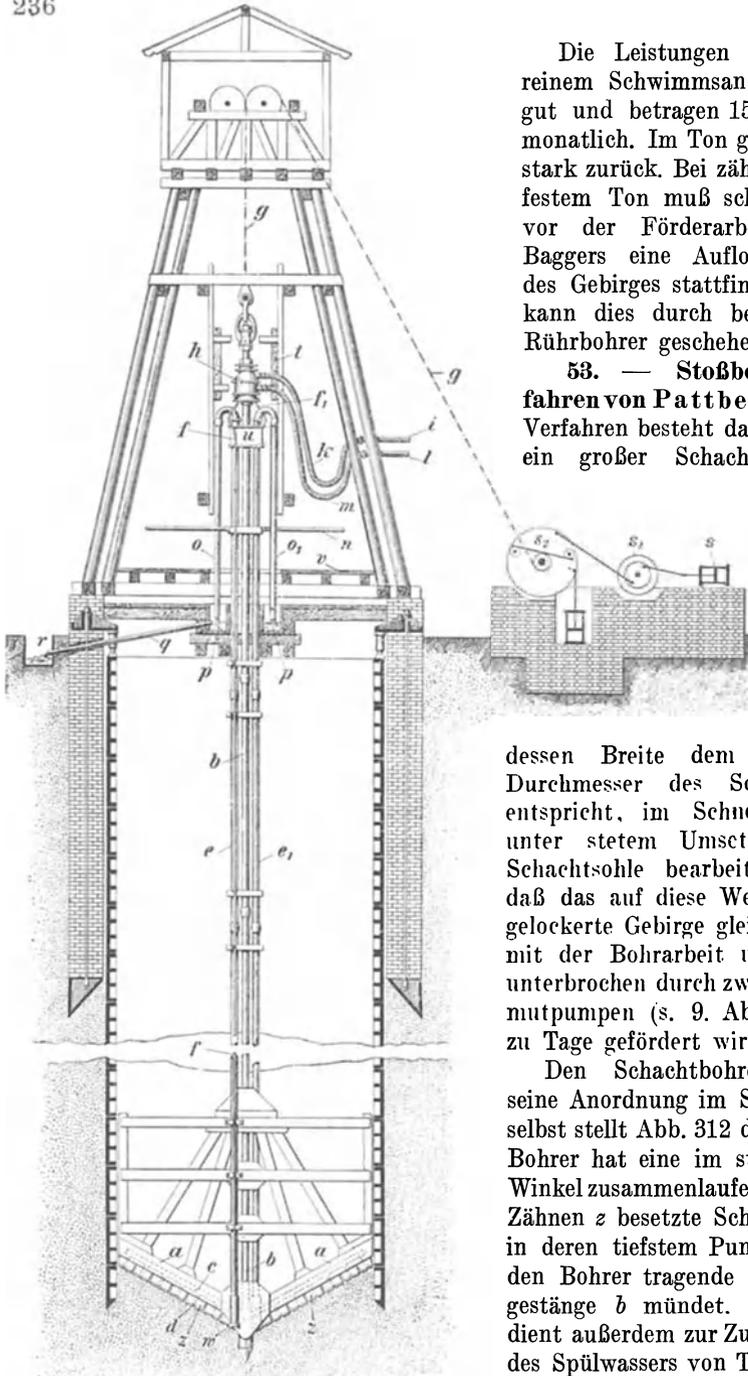


Abb. 312. Pattbergsche Schachtbohrereinrichtung.

Die Leistungen sind in reinem Schwimmsand recht gut und betragen 15—25 m monatlich. Im Ton gehen sie stark zurück. Bei zähem und festem Ton muß schließlich vor der Förderarbeit des Baggers eine Auflockerung des Gebirges stattfinden. Es kann dies durch besondere Rührbohrer geschehen.

53. — Stoßbohrverfahren von Pattberg. Das Verfahren besteht darin, daß ein großer Schachtbohrer,

dessen Breite dem lichten Durchmesser des Schachtes entspricht, im Schnellschlag unter stetem Umsetzen die Schachtsohle bearbeitet und daß das auf diese Weise aufgelockerte Gebirge gleichzeitig mit der Bohrarbeit und ununterbrochen durch zwei Mammutpumpen (s. 9. Abschnitt) zu Tage gefördert wird.

Den Schachtbohrer und seine Anordnung im Schachte selbst stellt Abb. 312 dar. Der Bohrer hat eine im stumpfen Winkel zusammenlaufende, mit Zähnen *z* besetzte Schneide *a*, in deren tiefstem Punkte das den Bohrer tragende Röhrgestänge *b* mündet. Dieses dient außerdem zur Zuführung des Spülwassers von Tage her. Der Schneidenkörper besitzt Längsbohrungen *c* und einzelne

in die Zähne  $z$  ausmündende Spülöffnungen  $d$ , so daß das Spülwasser rechts und links in dem Schneidenkörper aufsteigen und durch die Öffnungen  $d$  ausfließen kann. Dabei wirbelt es das losgelöste Gebirge auf, das nach dem Tiefsten zu, also nach der Schachtmitte hin, zusammenfließt. Hier befinden sich die Ansaugöffnungen der beiden auf jeder Seite des Bohrers angebrachten und neben dem Hohlgestänge hochgeführten Mammutpumpen  $e$  und  $e_1$ , die im ununterbrochenen Strome das losgelöste Gebirge zu Tage schaffen. Die erforderliche Druckluft wird den Pumpen durch die dünnen Rohrleitungen  $f$  und  $f_1$  zugeführt. Das Gesamtgewicht eines solchen Bohrers beträgt bei Meißelbreiten von etwa 6 m ungefähr 10 000 kg.

Das Hohlgestänge  $b$  ist aus Rohren von 150 mm lichter Weite und 15 mm Wandstärke zusammengesetzt. An seinem Kopfstücke greift das zur Antriebsmaschine führende Seil  $g$  an. Durch die Aufhängung am Seil ist das Nachlassen des Bohrers bis zu gewissen Grenzen ohne Unterbrechung des Betriebes möglich. Die Einrichtung des Kopfstückes  $h$  gestattet, die durch die Leitung  $i$  und den Schlauch  $k$  zugeführte Preßluft in die Rohrleitungen  $f$  und  $f_1$  und das durch die Leitung  $l$  und den Schlauch  $m$  nachgedrückte Spülwasser in das Hohlgestänge  $b$  überzuführen, ohne daß die freie Drehbarkeit des Gestänges mittels des Krückels  $n$  behindert wird. Zu diesem Zwecke besteht das Kopfstück aus einer äußeren, an der Drehung des Gestänges nicht teilnehmenden Hülse, in welche die Schläuche  $k$  und  $m$  einmünden, und einem inneren Teil, der von unten her durch eine Stopfbüchse in die Hülse geführt ist und sich in dieser drehen kann. Mit  $o$  und  $o_1$  sind die Ausgußrohre der beiden Mammutpumpen bezeichnet. Die Bohrtrübe fließt in die Ringbehälter  $p$  und von hier durch das Rohr  $q$  in das Abflußgefäße  $r$ . Die Antriebsmaschine  $s$ ,  $s_1$ ,  $s_2$  ist in Wesen und Bauart die auch für Tiefbohrungen benutzte Maschine mit schwingender Trommel, die das Nachlassen des Seiles während der Bohrarbeit gestattet.

Der Bohrer macht in der Minute 50—60 Hübe, die Hubhöhe ist 20 bis 30 cm. Über die hohen Leistungen, die mit diesem Schachtbohrer erzielt sind, ist Ziff. 60 zu vergleichen.

#### e) Mittel zur Beförderung des Niedersinkens der Senkkörper.

54. — Gewichte. Senkkörper aus Mauerung oder Beton setzt man nicht gern größeren Preßdrücken aus. Man läßt sie zur Schonung der Festigkeit des Bauwerks lieber durch ihr eigenes Gewicht niedergehen. In manchen Fällen und namentlich bei gußeisernen Senkschächten sucht man aber auch durch erhöhte Belastung den wachsenden Reibungswiderstand des Gebirges zu überwinden. Das einfachste Mittel hierfür ist die unmittelbare Beschwerung des Senkkörpers durch Gewichte, wofür man Eisenbahnschienen, Roh-eisenbarren u. dgl. zu benutzen pflegt. Man kann aber mit diesen Mitteln selbst bei einem großen Durchmesser des Senkschachtes kaum mehr als 500 t Eisenmassen über dem Senkkörper anbringen, während höhere Belastungen oft erwünscht und durch andere Mittel (Pressen) tatsächlich erreichbar sind.

55. — **Pressen.** Als Pressen benutzt man Schraubenwinden oder hydraulische Pressen. Die Schraubenwinden (Abb. 313) bestehen aus der Schraubenspindel *a*, der Mutter *b*, dem drehbaren Kopfe *c* und den Füßen *d*. Man kann mit einer solchen Presse Drücke von 20—30 t erzeugen. Zur Bedienung sind 2—4 Mann erforderlich.

Mit den hydraulischen Pressen kann man leicht noch höhere Drücke erzielen. Gewöhnlich werden die in Benutzung stehenden Pressen gemeinsam von einer maschinell angetriebenen Pumpe mit Preßwasser gespeist, wobei Drücke bis zu 600 at zur Anwendung kommen. Bei diesem Preßdruck ist eine einzelne Presse mit z. B. nur 12 cm Kolbendurchmesser, also  $113,1 \text{ cm}^2$  Kolbenquerschnitt imstande, einen Druck von 67,8 t auszuüben. Abb. 314 zeigt eine solche Presse. Es ist *c* der Preßzylinder, in dem der Tauchkolben *k* verschiebbar angeordnet ist. Die Abdichtung nach außen geschieht durch

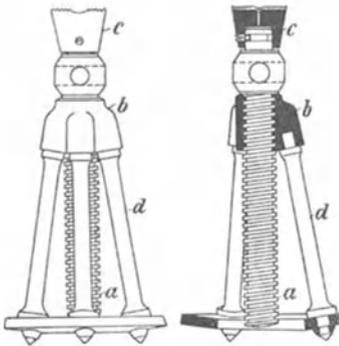


Abb. 313. Schraubenwinde.

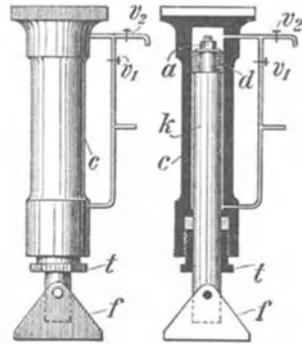


Abb. 314. Druckwasserpumpe.

die auch für sehr hohe Drücke geeignete Stopfbüchse *t*, während die obere Gummi- oder Ledermanschette *d* nicht völlig dicht an die Zylinderwand anzuschließen braucht. Das Druckwasser strömt nach Öffnung des Hahnes  $v_1$  über dem Tauchkolben *k* ein und drückt ihn nach unten.

Um die Pressen und den Senkkörper nicht den Wasserstößen, die bei nicht ganz vorsichtiger Überwachung des Betriebes der Druckpumpe auftreten können, auszusetzen und um ferner alle Pressen unter genau gleichem Drucke halten zu können, schaltet man zweckmäßig zwischen sie und die Druckpumpe einen Druckwasserspeicher zum Zwecke des Druckausgleichs ein, den das Druckwasser auf seinem Wege zu den Pressen erst durchfließen muß.

Die Anwendung von Pressen setzt ein festes Widerlager voraus, von dem aus der Druck auf den niederzupressenden Senkkörper übertragen werden kann. Als solches Widerlager benutzt man am einfachsten einen Mauersekschacht, dem, wie aus Abb. 312 ersichtlich, oben ein nach innen vorspringender Druckring aufgesetzt wird, der seinerseits an die Verankerung des Mauerwerks angeschlossen ist. Wenn ein Mauersekschacht nicht vorhanden ist, hat man gelegentlich auch einen großen Betonklotz rund um die Schachttöffnung hergestellt und als Widerlager benutzt.

56. — **Andere Mittel zur Beförderung eines gleichmäßigen Niedersinkens.** Außer durch Gewichte und Pressen sucht man einen hängengebliebenen Senkschacht auch dadurch zum Niedergehen zu bringen, daß man die entgegenstehenden Hindernisse unterhalb des Schneidschuhes beseitigt. Schon in Ziff. 44 sind zwei Möglichkeiten erwähnt, den Schneidschuh freizuspülen. In geringen Teufen bedient man sich gern der Mithilfe eines Tauchers, indem entweder dieser selbst mit Preßluftspitzhämmern das Gebirge löst oder nach seinen Angaben der Bagger oder Greifer gelenkt und an verschiedenen Punkten der Schachtsohle angesetzt wird. In jedem Falle wird die dauernde Überwachung der Schachtsohle durch den Taucher sich nützlich auswirken.

Sonst benutzt man Stoßwerkzeuge oder lockert das Gebirge unterhalb des Schneidschuhes mittels eines in den Schacht eingeführten Schlauches durch einen starken Wasserstrahl auf.

Bergverwalter Sassenberg hat ferner zur Erleichterung des Niedergehens des Senkkörpers Druckwasser zwischen die äußere Zylinderwand des Senkschachtes und das Gebirge eingepreßt. Zu diesem Zwecke ordnete er etwa 7 m über dem Schneidschuh in dem gußeisernen Senkzylinder einen Ringkanal *a* (Abb. 315) an, dem durch zwei besondere Rohrleitungen *b* Druckwasser von über Tage her zugeführt wurde. Dieses trat durch die Öffnungen *c* in den Raum zwischen Senkzylinder und Gebirge aus.

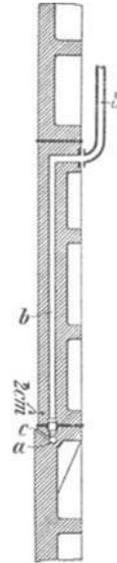


Abb. 315.  
Sassenbergs  
Druckwasser-  
Verfahren.

### f) Die Anschlußarbeiten.

57. — **Der Anschluß der Mauersenkenschächte an das feste Gebirge.** Erreicht der Mauersenkenschacht das feste Gebirge, so ist es erwünscht, daß der Senkschuh in dieses zur besseren Zurückhaltung des schwimmenden Gebirges und zum besseren Abschluß des Wassers noch ein Stück eindringt. Es ist dies namentlich dann möglich, wenn das feste Gebirge annähernd söhlig liegt und im oberen Teile verwittert und aufgeweicht ist.

Ist dagegen die Oberfläche des festen Gebirges geneigt oder uneben und stößt der Schneidschuh nur mit einer Seite auf, so entsteht die Gefahr, daß der Senkschacht infolge des ungleichen Widerstandes schief geht. Es kann dann rätlich sein, mit dem Senken aufzuhören und durch ein senkrechtes Anstecken und Abtreiben von Pfählen den vorläufigen Anschluß an das feste Gebirge herzustellen, wie dies Abb. 316 schematisch darstellt. Falls die Gefahr von Gebirgsdurchbrüchen besteht, füllt man auch den Schacht zur Erzeugung eines Gegendruckes, soweit erforderlich, mit losem Sand *a* (Abb. 317) an und treibt danach die Spundwand *b* nieder. Hat man sodann das feste, wassertragende Gebirge erreicht, so erhält der Schacht gewöhnlich noch eine wasserdichte, besondere Mauerung *c*, die man zweckmäßig als Futtermauer vor der Senkmauer in die Höhe führt, wobei der Zwischenraum zwischen den beiden Mauern mit Zement vergossen wird.

Folgt nach unten hin im Schachte Gußringausbau, so tut man gut (nach Abb. 233, S. 180) die Gußringwand auch innerhalb des Mauersekschachtes

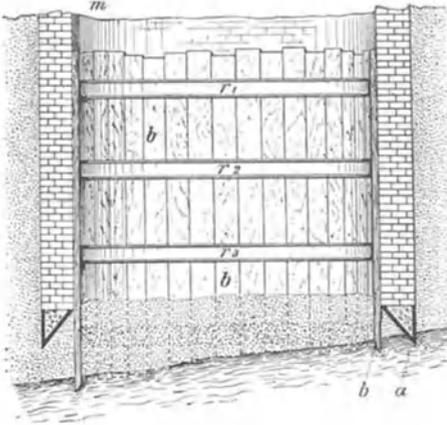


Abb. 316. Senkrecht Anstecken in einem Senkschachte.

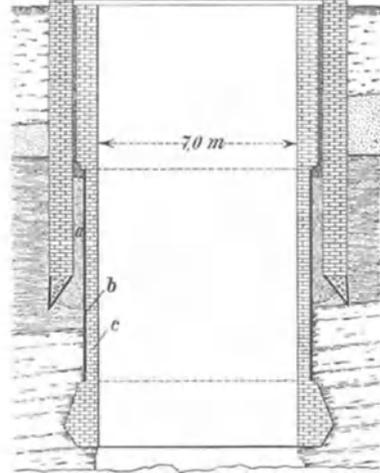


Abb. 317. Abspunden eines Senkschachtes nach teilweiser Verfüllung mit Sand.

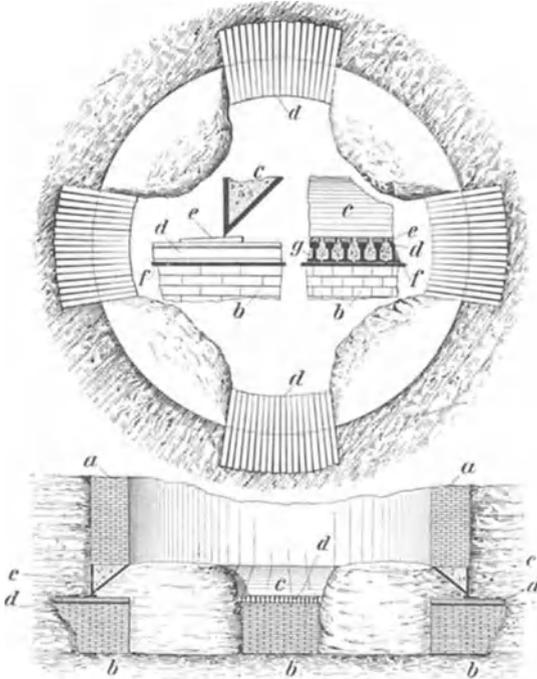


Abb. 318. Unterfangen eines Mauersekschachtes.

zeln, jeweils einander gegenüberliegenden Keilstücken nach und nach

bis zum Grundwasserspiegel in die Höhe zu ziehen und mit Zement zu hintergießen, um jeder Schwierigkeit infolge der Wasserdurchlässigkeit des Mauerwerks überhoben zu sein.

58. — Das Unterfangen des Schneidshuhes. Teuft man, nachdem der Mauersekschacht zur Ruhe gekommen ist, auf gewöhnliche Weise weiter ab, so ist es bei nicht ganz festem Gebirge empfehlenswert, den Schneidshuh durch Unterfangen zu sichern. Es geschieht dies dadurch, daß man zunächst eine starke Gesteinsbrust rings unter dem Schneidshuh stehenläßt und diese nun ähnlich wie beim segmentweisen Ausmauern (s. S. 157) in einzelnen, jeweils einander gegenüberliegenden

hereingewinnt und durch Mauerklötze ersetzt. Diese tragen den Schneid Schuh gleichmäßig mit Hilfe von Eisenplatten  $f$  (Abb. 318), Eisenbahnschienen  $d$  und untergeschlagenen Keilen  $e$ . Zuletzt wird der zwischen Mauerfuß und der Abschrägung des Schneidshuhes noch verbleibende konische Ring ausgemauert.

**59. — Der Anschluß der gußeisernen Senkschächte nach unten und nach oben.** Ist nur ein gußeiserner Senkschacht vorhanden, so ist dieser, und wenn es sich um mehrere ineinandergeschachtelte Senkschächte handelt, so ist der engste und tiefste an das Gebirge anzuschließen oder richtiger mit dem nach unten folgenden Schachtausbau zu verbinden. Auch hier ist in erster Linie das Einpressen des Senkschachtes um ein gewisses Stück in das feste Gebirge zu empfehlen. Es gelingt dies gewöhnlich besser als bei Mauersenk schächten, weil der hohe Druck hydraulischer Pressen angewandt werden kann und der Schneidshuh schmäler ist. Nach genügender Einpressung kann man den Schneidshuh abschrauben und nun unter Verwendung von Unterhängegußringen weiter abteufen, bis man eine für das Legen des Keilkranzes geeignete Gebirgsschicht findet. Häufiger teuft man unmittelbar weiter ab, legt den Keilkranz in einer passenden Gesteinsbank und baut die Gußringe bis an den Schneidshuh auf. Die Verbindung mit diesem wird durch besonders nach Maß gegossene Paßstücke hergestellt, wie dies Abb. 319 zeigt.

Ist der Senkschacht nicht lotrecht niedergegangen, so daß eine solche Verbindung Schwierigkeiten machen würde, so hilft man sich dadurch, daß man den tieferen Gußringausbau enger wählt, um ihn 10—12 m in dem Senkschachte hochführen zu können. Der Zwischenraum zwischen den beiden gußeisernen Wandungen wird dann während des Aufbaues der inneren sorgfältig mit Beton verstampft.

Ist so der Schacht nach unten hin gesichert, so kann, falls mehrere gußeiserne Senkzylinder zum Durchsinken der lockeren Schichten notwendig gewesen sind, der obere Teil der einzelnen Ringsäulen wieder ausgebaut werden. Will man besonders vorsichtig sein, so baut man nur so viel von jeder einzelnen Wand aus, daß der Schacht, abgesehen von dem untersten Teile, an jedem Punkte noch durch zwei Wandungen gesichert bleibt; geben der Zustand des Schachtes und die Verhältnisse des Gebirges zu keinerlei Befürchtungen Anlaß und genügt voraussichtlich eine einzige Schachtwandung, so können die einzelnen Ringsäulen so weit ausgebaut werden, daß nur noch an den Endpunkten eine Überdeckung von 10—15 m Höhe verbleibt.

Der Raum zwischen zwei gußeisernen Wandungen wird in jedem Falle möglichst sorgfältig ausbetoniert. Die oberste Gußringwand pflegt man innerhalb des Senkmauerschachtes bis zur Höhe des Grundwasserspiegels

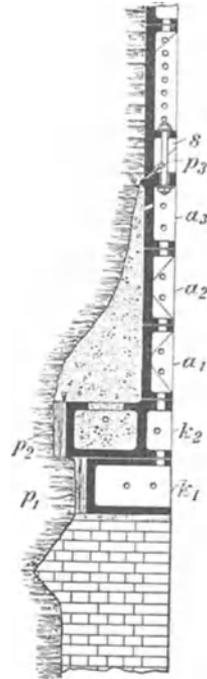


Abb. 319. Anschluß des Schneidshuhes eines Senkschachtes an Anschlußgußringe mit Keilkranz.

aus dem schon in Ziff. 57 (letzter Absatz) angegebenen Grunde im Schachte zu belassen.

### g) Leistungen, Kosten.

60. — **Leistungen.** Da das Senkschachtverfahren von vielen unberechenbaren Zufällen abhängt, schwanken die mit ihm erzielten Leistungen in weiten Grenzen. Naturgemäß werden sie um so geringer und der Erfolg um so zweifelhafter, je tiefer der Schacht ist und je mehr Senkkörper zur Erreichung des Zieles ineinandergeschachtelt werden müssen.

Bei Mauersenschächten, die 10—20 m tief werden sollen und in dieser Teufe das feste Gebirge erreichen, können monatliche Abteuf- und Durchschnittsleistungen von etwa 12 m erzielt werden. In schwierigen Fällen bleibt freilich die Leistung auch weit darunter, unter besonders günstigen Umständen hat man aber auch bis zu 19 m erreicht.

Bei tiefen Schächten muß zwischen den mit einem einzelnen Senkkörper erzielten, zeitweisen Abteufleistungen und der Gesamt-Durchschnittsleistung bei Fertigstellung des ganzen Schachtes unterschieden werden. Jene Leistungen sind bedeutend höher als der Gesamtdurchschnitt, da dieser durch die unvermeidlichen Störungen und Zwischenfälle, durch den Zeitverlust bei Bestellung und Einbau neuer Senkkörper und durch Nebenarbeiten stark herabgedrückt wird.

Bei gußeisernen Senkschächten hängt die reine Abteufleistung wesentlich von der Art der Hereingewinnung und Förderung des Gebirges ab. Weit voran steht in dieser Beziehung das Pattbergsche Stoßbohrverfahren, mit dem monatliche Abteufleistungen von 30—40 m erreicht worden sind. In weitem Abstände folgt dann die Arbeit mit dem Greifbagger, die bei günstigem Gebirge immer noch Monatsfortschritte von etwa 11 m gestattet. Muß das Gebirge vor der Förderung durch den Greifbagger erst noch durch einen Rührbohrer aufgelockert werden, so sinken die Leistungen auf etwa 6—7 m. Noch geringer sind die Leistungen bei Verwendung des Sackbohrers; sie können vielleicht auf 5—6 m eingeschätzt werden.

Dagegen hat man nach dem „Sammelwerk“, wenn man das Pattbergsche Stoßbohrverfahren unberücksichtigt läßt, an Gesamt-Durchschnittsleistungen nur erzielt:

bei Schachtteufen von	0—50 m	etwa 3,0 m	(von 1,21—5,00 m)
„	„	„	50—100 m „ 2,0 m ( „ 0,87—5,00 m)
„	„	„	100—150 m „ 1,4 m ( „ 0,51—3,19 m).

Derartige Leistungen sind außerordentlich gering. Durch Anwendung des Pattbergschen Stoßbohrverfahrens wird man zwar etwas höhere Durchschnittsleistungen erzielen können. Doch bleiben auch sie unbefriedigend, und der Erfolg des Verfahrens ist unsicher.

61. — **Kosten.** Die Kosten des Verfahrens sind entsprechend den geringen Leistungen hoch und steigen um so schneller, je tiefer der Schacht wird. Ganz besonders sind es bei größeren Teufen die hohen Kosten der verschiedenen, erforderlichen Senkzylinder aus Gußeisen, die das Verfahren stark verteuern.

Handelt es sich nur um einen einzigen Mauersenschacht und Teufen von 10—20 m, so sind die Kosten auf durchschnittlich 2500—3000  $\mathcal{M}$  je

Meter zu veranschlagen; sie können in besonders günstigen Fällen auf etwa 2000  $\mathcal{M}$  sinken und bei ungünstigen Verhältnissen auf 5000  $\mathcal{M}$  und mehr steigen. Die durchschnittlichen Kosten werden sich etwa wie folgt verteilen:

Anteil an Tagesanlagen . . . . .	100 $\mathcal{M}$
Kosten der Senkmauer . . . . .	1400 „
Kosten der Kohlen und Baustoffe . . . . .	200 „
Löhne und Gehälter . . . . .	800 „
Verschiedenes . . . . .	200 „
	Insgesamt: 2700 $\mathcal{M}$ .

Für größere Teufen steigen diese Kosten je Meter sehr schnell. Bei der Unsicherheit des Erfolges scheint es aber untunlich, bestimmte Kostangaben zu machen.

### III. Das Abteufen unter Anwendung von Preßluft.

62. — **Allgemeines.** Durch künstliche Erhöhung des Luftdruckes im Innern des Schachtes und insbesondere im eigentlichen Arbeitsraume unmittelbar über der Sohle kann man das Wasser in das Gebirge zurückpressen. Zu dem Zwecke muß der ganze Schacht oder der untere Teil nach oben hin luftdicht abgedeckt sein, wobei durch Schleuseneinrichtungen sowohl die Ein- und Ausfahrt der Mannschaft als auch die Förderung ermöglicht wird.

Nach dem älteren Verfahren baute man die Schachtabdeckung mit Schleuseneinrichtung nahe unter der Erdoberfläche fest in das Gebirge ein. Die Schleusenkammer besaß in ihrer oberen und unteren waagerechten Wand je eine Einsteigeöffnung mit luftdicht schließenden Klappen. In der Kammer selbst wurde ein Haspel aufgestellt, mit dem man das auf der Sohle hereingewonnene Gebirge heraufholte, um es zunächst in der Kammer zu lagern und später nach Schluß der unteren Klappe und Öffnung der oberen Klappe ins Freie zu befördern.

Da mit dem Tieferwerden des Schachtes auch der Druck der Luft steigen muß, wächst im selben Maße die Gefahr von Luftverlusten durch das die Schleuse seitlich bis zur Tagesoberfläche umfassende Gebirge.

63. — **Senkschacht mit eingebauter Schleuseneinrichtung.** Der eben erwähnte Nachteil wird vermindert, wenn man, wie es jetzt gewöhnlich geschieht, die Abdeckung mit der Luftschleuse in einen Senkkörper einbaut, da ja alsdann die luftdichte Schachtwand selbst dem Tieferwerden des Schachtes folgt. Immerhin pflegt auch dann noch die Luft in Blasen rund um den Schacht emporzubrodeln. Abb. 320 zeigt schematisch eine solche Einrichtung. In dem gemauerten Senkkörper ist etwa 2,2 m über dem Schneidenschuh die Abdeckung  $a$  mit dem Mauerwerk fest verbunden. Auf die Abdeckung wird ein Rohr  $r$  gesetzt, das zur Förderung und Führung dient und sich oben zur Schleusenkammer  $K$  erweitert. Die Führung wird durch die Vorkammer  $V$  und die Türen  $t_1$  und  $t_2$  vermittelt. Für die Förderung dient der Haspel  $h$ , mittels dessen das gewonnene Gebirge bis in die Kammer  $K$  gehoben wird. Hier wird der Kübel in eine der Förderschleusen  $s_1$  oder  $s_2$  entleert. Sobald diese gefüllt ist, wird der obere Deckel ( $d_1$  oder  $d_3$ ) geschlossen, der untere ( $d_2$  oder  $d_4$ ) geöffnet und so der Inhalt auf die Bühne  $b$  entleert, von wo aus er weiter befördert wird.

Solange während der eigentlichen Abteufarbeit der Luftdruck unter der Abdeckung steht, pflegt der unbelastete Senkschacht nicht freiwillig niederzugehen. Zum Zwecke der Belastung bringt man einen Teil des geförderten Gebirges auf der Abdeckung unter und läßt vielleicht auch noch

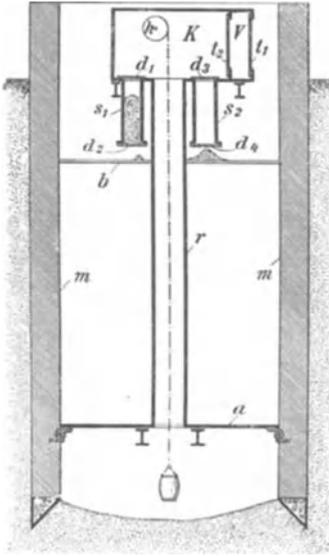


Abb. 320.  
Senkschacht mit Schleuseneinrichtung  
für Anwendung von Preßluft.

Wasser zufließen. Trotzdem ist man gewöhnlich gezwungen, um den Senkkörper tiefer zu bringen, zeitweise die Preßluft ausströmen zu lassen, nachdem die Mannschaft aus dem Schachte zurückgezogen ist. Zur Vermeidung von Durchbrüchen des schwimmenden Gebirges in das Schachtinnere bei der so vorgenommenen Entlastung ist Beschleunigung geboten, derart, daß man das Ausströmen der Preßluft rasch erfolgen und die Entlastung nicht allzu lange andauern läßt. Sobald sich irgendwie bedenkliche Erscheinungen (z. B. Erschütterungen, Setzen des Gebirges, Schiefstellungen des Senkkörpers) zeigen, bläst man sofort wieder Preßluft ein und stellt den der Teufe entsprechenden Gegenruck her.

64. — Anwendungsbeispiele. Im Ruhrbezirke hat das Verfahren z. B. im Jahre 1911 auf den Schächten Ickern I und II und 1913 auf Schacht Diergardt III Anwendung gefunden. Die Arbeiten wurden

in beiden Fällen von der Firma Phil. Holzmann & Co. zu Frankfurt (Main) ausgeführt. Die Abb. 321 zeigt den auf Schacht Ickern II zur Anwendung gekommenen Senkkörper mit Abdeckung und Schleuseneinrichtung. Die Schachtwand wurde aus besonders gewalzten I-Eisen *a* (s. auch Nebenabbildung rechts oben) zusammengebaut, von denen je sechs Ringteile zu einem Ringe zusammengefügt wurden. Die Dichtung erfolgte durch eingelegte Bleistreifen. Die Außenseite der Schachtwand erhielt einen glatten, mit Eisengewebe *b* bewehrten Zementverputz *i*, der das Absinken erleichtern sollte. 3½ m über dem Senkschuh wurde die Abdeckung *c* hergestellt, wozu 550 mm hohe I-Eisen eingebaut und an die Schachtringe angeschraubt wurden. Die Felder zwischen den I-Eisen wurden mit gutem Beton ausgestampft. Alsdann wurden die Schleusenrohre *d*<sub>1</sub> und *d*<sub>2</sub> für die Förderung und die Führung und die Schleusen *e*<sub>1</sub> und *e*<sub>2</sub> selbst aufgebaut. Immer wenn der Senkschacht 2 m tiefer gegangen war, wurden die Schleusenrohre verlängert und die Schleusen höher gesetzt. An jeder Schleuse waren ein Druckmesser, eine Uhr und zwei Luftventile vorhanden. Druckmesser und Uhr waren erforderlich, um die für das Ein- und Ausschleusen von Menschen vorgeschriebene Zeit (vgl. Ziff. 65) mit Sicherheit innehalten zu können. Von den beiden Luftventilen führte das eine nach außen und diente zum Ablassen der Preßluft, während das andere Luft aus dem Schachtinnern in die Schleuse treten ließ.

Die auf der Sohle gelösten Erdmassen wurden mittels eines elektrisch angetriebenen Haspels *f* in die Schleuse gezogen und von hier durch eines der beiden vorhandenen Hosenrohre *g* (s. auch Abb. 320) ins Freie befördert. Da der Motor nicht mit in der Schleuse untergebracht war, so mußte die Öffnung für die Achse zwischen Motor und Fördertrommel durch eine Stopfbüchse abgedichtet werden.

Die Arbeit verlief glatt, und drei Monate nach Beginn des Abteufens war die beabsichtigte Teufe von 20 m erreicht. Danach wurde noch ein innerer Eisenbetonmantel in den schmiedeeisernen Senkkörper eingebaut. Die Gesamtkosten beliefen sich auf ungefähr 5000 *M* für 1 m.

Der Senkkörper des Preßluftschachtes auf Diergardt III bestand aus Eisenbeton, im übrigen waren die Einrichtungen denen des vorgeschriebenen Schachtes ähnlich. Es gelang, den Schacht bis 56 m Tiefe niederzubringen, wobei ein Preßluft höchst druck von nur 3 atü genügte, da die unteren Wasser mit dem oberen Grundwasser nicht in Verbindung standen<sup>1)</sup>.

Die Arbeiten in 3 at Überdruck erwiesen sich bereits als in hohem Maße gesundheitsschädlich. Mehrfache Erkrankungen und sogar zwei Todesfälle, die anscheinend Folgen der Tätigkeit unter dem hohen Drucke gewesen sind, waren zu verzeichnen<sup>2)</sup>.

Mehrfach hat man in den Vereinigten Staaten von Amerika von

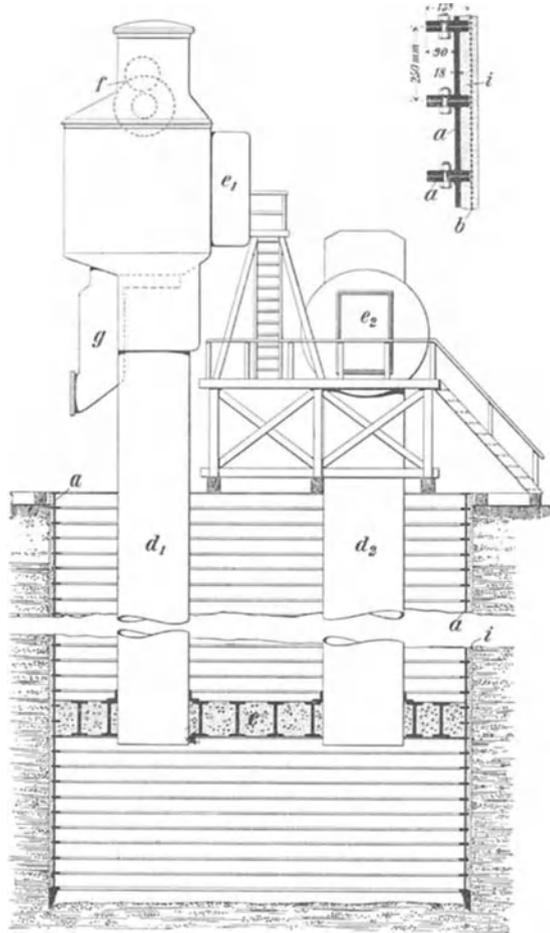


Abb. 321. Einrichtung des Preßluft-Senkkörpers auf Schacht Ickern II.

<sup>1)</sup> Glückauf 1914, Nr. 34, S. 1313 u. f.; C. Braunsteiner: Das Abteufen des Schachtes Diergardt III nach dem Preßluftverfahren.

<sup>2)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1913, S. 152; Versuche und Verbesserungen.

dem Preßluftverfahren zum Durchteufen der oberen schwimmenden Gergeschichten Gebrauch gemacht. Z. B. ist der Kidderschacht bei Princeton in Michigan von August 1908 bis Januar 1909 auf diese Weise bis 34,4 m abgeteuft worden<sup>1)</sup>. Zur Anwendung kam ein Senkschacht aus eisenbewehrtem Beton mit 5,15 m lichtem Durchmesser, dessen Wandstärke unten 1,07 m betrug und nach oben bis auf 0,61 m abnahm. Die luftdichte Abdeckung lag 3,05 m über dem Schneid Schuh. Der größte Überdruck, unter dem schließlich im Schachte gearbeitet wurde, betrug 3,14 at. Bei diesem Drucke verfuhr jeder Arbeiter an einem Arbeitstage zwei Schichten von nur je 40 Minuten Dauer. Trotz dieser beschränkten Arbeitszeit stellten sich mehrfach erhebliche Gesundheitstörungen ein. Im übrigen verlief das Abteufen glatt, und die Arbeiten kamen zu dem beabsichtigten Ende.

In Belgien ist das Verfahren bis 1910 bei insgesamt 18 Schächten zur Anwendung gekommen. Der Überdruck der zu überwindenden Wassersäule betrug im Höchsfalle 2,2 at. Die Kosten betragen in der Mehrzahl der Fälle etwa 2000 *fr.* je 1 m, stiegen unter ungünstigen Umständen aber auch bis 6800 *fr.* und in einem Falle<sup>2)</sup> sogar auf ungefähr 11000 *fr.* je 1 m.

65. — **Gesundheitsschädliche Einwirkungen des Verfahrens und seine Anwendbarkeit im allgemeinen.** Das Arbeiten in verdichteter Luft ist für den Menschen ohne schädliche Folgen, solange der Überdruck nicht mehr als etwa 1 at beträgt. Bei höheren Drücken können Krankheitserscheinungen auftreten, die man früher allein auf die Steigerung des Luftdruckes und die dadurch veranlaßte Behinderung der Atmung zurückführte. Neuere Untersuchungen haben gezeigt, daß die Krankheitserscheinungen eine Folge der Einwirkung der Kohlensäure und des Stickstoffs auf das Blut sind. Die Gefahren wachsen um so mehr, je höher der Druck ansteigt und je länger der Aufenthalt in der verdichteten Luft dauert<sup>3)</sup>. Es sind insbesondere zwei vorbeugende Maßnahmen, die man zur Gesunderhaltung der Mannschaft anwenden muß. Die eine ist, daß man entsprechend der Drucksteigerung auch die zugeführte Luftmenge anwachsen läßt. Dem Arbeiter muß bei 20 und 30 m Wassersäule die doppelte und dreifache Luftmenge wie bei 10 m Wassersäule nachgepumpt und dauernd zugeführt werden. Die andere Vorsichtsmaßregel ist, daß man bei mehr als 1 at<sub>ü</sub> das Ausschleusen nicht plötzlich vornimmt, sondern auf den einzelnen Stufen des Ausschleusens Ruhepausen einschleibt. Bei Arbeiten in 3 at<sub>ü</sub>, also 4 ata, soll man z. B. bei 2 ata während des Ausschleusens eine Pause, deren Länge von der Dauer der vorausgegangenen Arbeit und dem angewandten Luftdrucke abhängt, eintreten lassen, damit das Blut Zeit findet, sich von den aufgenommenen Gasen zu befreien. Bei Beobachtung dieser Maßnahmen ist das Arbeiten in ver-

<sup>1)</sup> Mines and Minerals 1909, Dezemberheft, S. 271 u. f.; — s. auch ebenda 1912, Januarheft, S. 344 u. f.

<sup>2)</sup> Ann. d. min. de Belgique 1910, S. 1069 u. f.; A. Breyre: Les creusements etc.

<sup>3)</sup> Braunkohle 1917, Nr. 35, S. 286; Bericht über zwei Unfälle bei den Taucharbeiten beim Abteufen des Hermannschachtes usw.; — ferner Braunkohlen- u. Brikettindustrie 1918, Nr. 17, S. 129 u. f.; Grahn: Über Vermeidung von Taucherkrankheiten; — ferner Glückauf 1910, Nr. 1, S. 1; Grahn: Über Taucherei in größerer Tiefe.

dichteter Luft bei 25—30 m Teufe unter dem Grundwasserspiegel gut möglich. Einzelne Taucherarbeiten sind aber auch in 40—50 m, ja sogar in 60 bis 70 m Wasserteufe ausgeführt worden.

Als Vorzug des Verfahrens ist hervorzuheben, daß es einfach und ziemlich billig ist, auch zumeist sicher zum Ziele führt, falls die Vorbereitungen sachgemäß getroffen werden. Es hat ferner den Vorteil, daß der Grundwasserspiegel nicht niedergezogen wird und keine Bodenbewegungen um den Schacht herum eintreten. Aus diesen Gründen wird das Verfahren stets, insbesondere für das Abteufen von neuen Schächten auf alten Anlagen, eine gewisse Bedeutung behalten, obwohl es naturgemäß immer auf die obersten Schichten beschränkt bleiben wird.

#### IV. Das Schachtabbohren bei unverkleideten Stößen.

##### A. Das Schachtbohrverfahren in festem Gebirge nach Kind-Chaudron.

66. — **Einleitende Bemerkungen.** Das Verfahren besteht darin, daß der Schacht in voller Weite im toten Wasser abgebohrt wird, wobei die Schachtstöße zunächst unverkleidet bleiben. Nach Erreichung wassertragender Schichten beendet man das Bohren und läßt eine wasserdichte Schachtauskleidung ein, deren Wandung unter Wasser gegen das Gebirge abgedichtet wird. Hierauf wird der Schacht gesümpft und, falls die Arbeiten gelungen sind, mit Hand weiter abgeteuft. Das Verfahren verlangt also eine gewisse Standfestigkeit des Gebirges, da die Stöße während der Bohrarbeit nicht hereinbrechen dürfen. Einzelne minder feste Schichten, die zu Nachfall neigen, können freilich durch Einlassen einer „verlorenen“ Auskleidung (in der Regel eines schmiedeeisernen Zylinders) durchteuft werden, womit aber jedesmal eine Verkleinerung des Bohrers und Verringerung des Schachtdurchmessers verknüpft ist. Das Verfahren setzt ferner voraus, daß man nach Durchbohren des wasserreichen Gebirges wassertragende Schichten erreicht, in denen eine Abdichtung des Raumes zwischen der Schachtauskleidung und dem Gebirge möglich ist.

Wegen der hohen Kosten und geringen Leistungen beschränkt man die Anwendung auf besonders wasserreiche Schichten. Die folgende Zahlentafel gibt Aufschluß über die Häufigkeit der Anwendung in einzelnen Bezirken, die Höhe der abgebohrten Schachtteile und die größten Bohrteufen.

Bezirk	Zahl der Anwendungsfälle	Höhe der abgebohrten Schachtteile m	Größte Bohrteufen m
Ruhrbezirk <sup>1)</sup> . . .	13	21,8—140,57	75—373
Oberbergamtsbezirk Clausthal <sup>2)</sup> . . .	12	41—161	130—204
Belgien <sup>3)</sup> . . . .	21	50,65—324	75,8—324

<sup>1)</sup> Sammelwerk Bd. III, S. 183.

<sup>2)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1913, S. 223 u. f.; Albrecht: Das Schachtbteufen nach dem Verfahren von Kind-Chaudron im Oberbergamtsbezirk Clausthal.

<sup>3)</sup> S. den auf S. 246 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz von A. Breyre.

Der Kalisalzschacht Großherzog von Sachsen bei Dietlas (Thüringen) ist von 340—404 m Teufe abgebohrt worden.

Das Verfahren stammt in seinen Grundzügen von dem deutschen Bergingenieur Kind, der es bereits im Jahre 1849 angegeben hatte. Von ihm und dem belgischen Ingenieur Chaudron ist es in den fünfziger Jahren des vorigen Jahrhunderts vervollkommenet und ausgestaltet worden. In Deutschland sind späterhin derartige Schachtbohrungen insbesondere von der Firma Haniel & Lueg zu Düsseldorf ausgeführt worden. Seit 1914 ist das Verfahren in Deutschland nicht mehr angewandt worden, so daß eine Fortentwicklung der Technik über den in Auflage 3/4 dieses Bandes dargestellten Stand nicht stattgefunden hat. Aus diesem Grunde ist die folgende Darstellung gekürzt worden. Wegen weiterer technischer Einzelheiten wird auf die frühere Auflage verwiesen.

### a) Das Abbohren des Schachtes.

**67. — Vorbereitende Arbeiten.** Rechnet man mit der Möglichkeit, zum Schachtbohrverfahren übergehen zu müssen, so ist von Anfang an dafür Sorge zu tragen, daß der Schacht für die Bohrarbeiten auch in dem Falle leicht frei gemacht werden kann, wenn unvermutete Wasserdurchbrüche zu einem plötzlichen Verlassen zwingen. In Rücksicht hierauf werden Einstriche, Pumpen, Verlagerungen, Spannlager, Lutten, Bühnen, Fahrten od. dgl. in keinem Falle fest in den Schacht eingebaut. Vielmehr werden die sämtlichen Einbauten nach dem Vorschlage Tomsons an Seilen so aufgehängt, daß sie, falls der Schacht unter Wasser kommt, ohne Schwierigkeit herausgezogen werden können. Ist diese Vorsorge nicht getroffen, so muß nach dem Durchbruche der Wasser nötigenfalls ein Betonpfropfen in den Schacht eingebracht werden, nach dessen Erhärtung der Schacht gesümpft, von dem Einbau befreit und für den Beginn der Bohrarbeit fertiggestellt werden kann.

**68. — Die Bohrarbeit im allgemeinen und die erforderlichen Einrichtungen.** Das Abbohren der Schächte erfolgt in der Regel so, daß man zunächst mit einem kleinen Bohrer, dessen Breite etwa  $\frac{1}{3}$  des Schachtdurchmessers beträgt, einen Vorschacht herstellt und darauf diesen mit einem großen Bohrer auf den vollen Querschnitt erweitert. Der engere Vorschacht dient für den großen Bohrer als Führung und nimmt gleichzeitig den von diesem erzeugten Bohrschlamm in sich auf, so daß die Arbeit des Bohrers, da er nur einen ringförmigen Querschnitt und eine reine Sohle zu bearbeiten hat, wesentlich erleichtert und beschleunigt wird. Der Schlamm wird von Zeit zu Zeit nach Aufholung des Bohrers und des Gestänges mittels des Schlammlöffels gefördert.

Man kann so arbeiten, daß man entweder den Vorschacht auf seine ganze Tiefe fertigstellt und danach den Schacht mit seinem vollen Durchmesser abbohrt oder daß man abwechselnd je ein Stück des engen und je ein Stück des weiten Schachtes niederbohrt. Empfehlenswerter ist das zweite Verfahren, weil dann die Ruhepausen für den einzelnen Bohrer zu Ausbesserungsarbeiten an ihm benutzt werden können.

In Belgien hat man in einigen Fällen von der Verwendung eines kleinen

Vorbohrers ganz Abstand genommen und sofort den Schacht in der vollen Weite mittels eines außergewöhnlich schweren Bohrers (30000 kg) abgebohrt.

Für eine Schachtbohrung nach Kind-Chaudron sind an Einrichtungen über Tage erforderlich ein Bohrvorüst, eine Bohrvorrichtung, eine Löffelmaschine und eine Kabelmaschine, über deren gegenseitige Lage die Abbildungen 322 u. 323 Aufschluß geben. Ferner gehören zur Tageseinrichtung die erforderlichen Kessel, Werkstätten, Mannschafts- und Geschäftsräume.

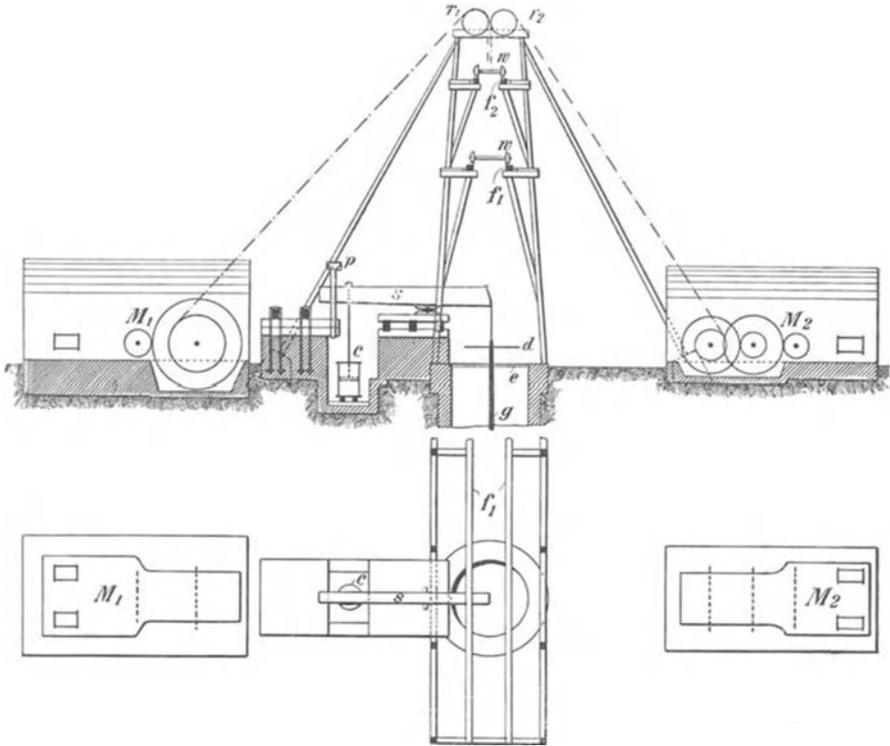


Abb. 322 (oben) u. 323 (unten).  
Einrichtungen über Tage für eine Schachtbohrung nach Kind-Chaudron.  
(s, c = Bohrvorrichtung,  $M_1$  = Löffelmaschine,  $M_2$  = Kabelmaschine.)

Das Bohrgerüst erhält die beträchtliche Höhe von 20—25 m, um darin die 18—20 m langen Gestängestücke unterbringen und bewegen zu können. Der Grundriß des Gerüsts ist rechteckig. Die Längs-erstreckung (s. Abb. 323) steht senkrecht zu der Linie, in der die Löffelmaschine, Bohrvorrichtung und Kabelmaschine liegen. Im Gerüste sind der Länge nach in der erforderlichen Höhe über der Rasenhängebank Gleise angebracht, auf denen kleine Tragewagen  $w$  für den großen und kleinen Bohrer, den Löffel und die Gestängestücke laufen. In Abb. 322 ist angedeutet, daß zwei verschiedene Gleise  $f_1$  und  $f_2$  in verschiedener Höhe einerseits für die Bohrer und den Löffel und andererseits für die längeren Gestängestücke

vorhanden sind. Mit  $e$  ist die Bohrbühne bezeichnet, von der aus der Bohrer während der Bohrarbeit regelmäßig umgesetzt wird.

Die Bohrvorrichtung (Abb. 322 und Abb. 324, Nebenzeichnung) besteht aus einem Bohrschwengel  $s$  mit Schlagzylinder  $c$ , wie solcher im Band I, 2. Abschnitt dieses Werkes für gewöhnliche Tiefbohrungen beschrieben und abgebildet ist. In der Nähe des hinteren Endes greift der Schlagzylinder an, der, um mit Zahl und Höhe der Hübe beliebig wechseln zu können, mit Hand umgesteuert wird. Der Hub wird nach oben und unten durch eine Federprellvorrichtung  $p$  begrenzt, die vermöge ihrer starken Federung den Hubwechsel erleichtert und beim Bohren mit der Kind-schen Freifallvorrichtung das Abwerfen des Abfallstückes herbeiführen hilft.

Am anderen Ende des Schwengels hängt an einer Laschenkette  $k$  das Gestänge  $g$ , das mittels einer Nachlaßschraube  $n$  während der Bohrarbeit gesenkt und mittels eines Krückels  $d$  umgesetzt werden kann.

Die Löffelmaschine  $M_1$  (Abb. 322 u. 323) ist eine zweizylindrige Fördermaschine von etwa 200—300 PS mit Bobine und Flachseil, die zum Fördern des Bohrschlammes mittels des Schlammloffels dient. Mit der Kabelmaschine  $M_2$ , die ebenfalls eine zweizylindrige Fördermaschine mit Bobine und Flachseil zu sein pflegt und etwa 100—200 PS leistet, werden die Bohrer eingelassen und aufgeholt. Bei den großen, in Frage kommenden Lasten gibt man dieser Maschine in der Regel ein doppeltes Vorgelege.

**69. — Die Bohrer und die Bohrarbeit.** Die Bohrer werden jetzt aus Stahlguß hergestellt. Ihre Bauart ist aus Abb. 324 ersichtlich. Als Hauptteile kann man den Schaft, den Meißelhalter und die Führungen unterscheiden. Der Schaft ist das Mittelstück  $a_1$  und  $a_2$ , der Meißelhalter das untere Querstück  $b_1$ ,  $b_2$ , in dem die Meißel oder Zähne einzeln befestigt werden, während die durch Arme und Streben mit Mittelstück und Meißelhalter verbundenen Führungen  $i_1$ ,  $i_2$  den Bohrer im Schachte gerade zu führen bestimmt sind. Der Meißelhalter verbreitert sich nach seinen beiden Enden hin, so daß hier zunächst zwei und am Rande drei Meißel nebeneinander angeordnet sind. Es geschieht dies, damit am Umfange des Bohrschachtes nicht Ecken stehen bleiben. Ist dies trotzdem der Fall, so kann man den Bohrer mit einem der Schachtweite entsprechenden, zylindrischen Mantel umgeben, der unten mit Schruppzähnen besetzt ist.

Am großen Bohrer ist noch die unten am Meißelhalter verschraubte, in den kleineren Bohrschacht eintauchende Führung  $m$  bemerkenswert, die bewirkt, daß beide Bohrungen stets genau zentrisch stehen.

Die Schneidenbreite des kleinen Bohrers schwankt zwischen 1,5 und 2,6 m, sein Gewicht zwischen etwa 6000—15000 kg. Der große Bohrer hat 4,30—5,05 m Breite und wiegt etwa 18000—25000 kg.

Das Gestänge ( $g$  in Abb. 324) besteht zweckmäßig aus Holz, da dieses sich bei Ausbesserungen bequem bearbeiten läßt, außerdem leicht ist und einen gewissen Auftrieb besitzt. Am besten hat sich das Holz der amerikanischen Pechkiefer (pitch-pine) bewährt. Oben und unten sind die quadratischen (etwa  $22 \times 22$  cm) Holzstangen von eisernen Gabeln umfaßt und mit ihnen verschraubt. Die Gabeln laufen in eiserne Stangen mit Schraubenköpfen oder Mutterschrauben aus. Die Länge eines solchen Gestängestückes beträgt meist 18—20 m. In Belgien hat man

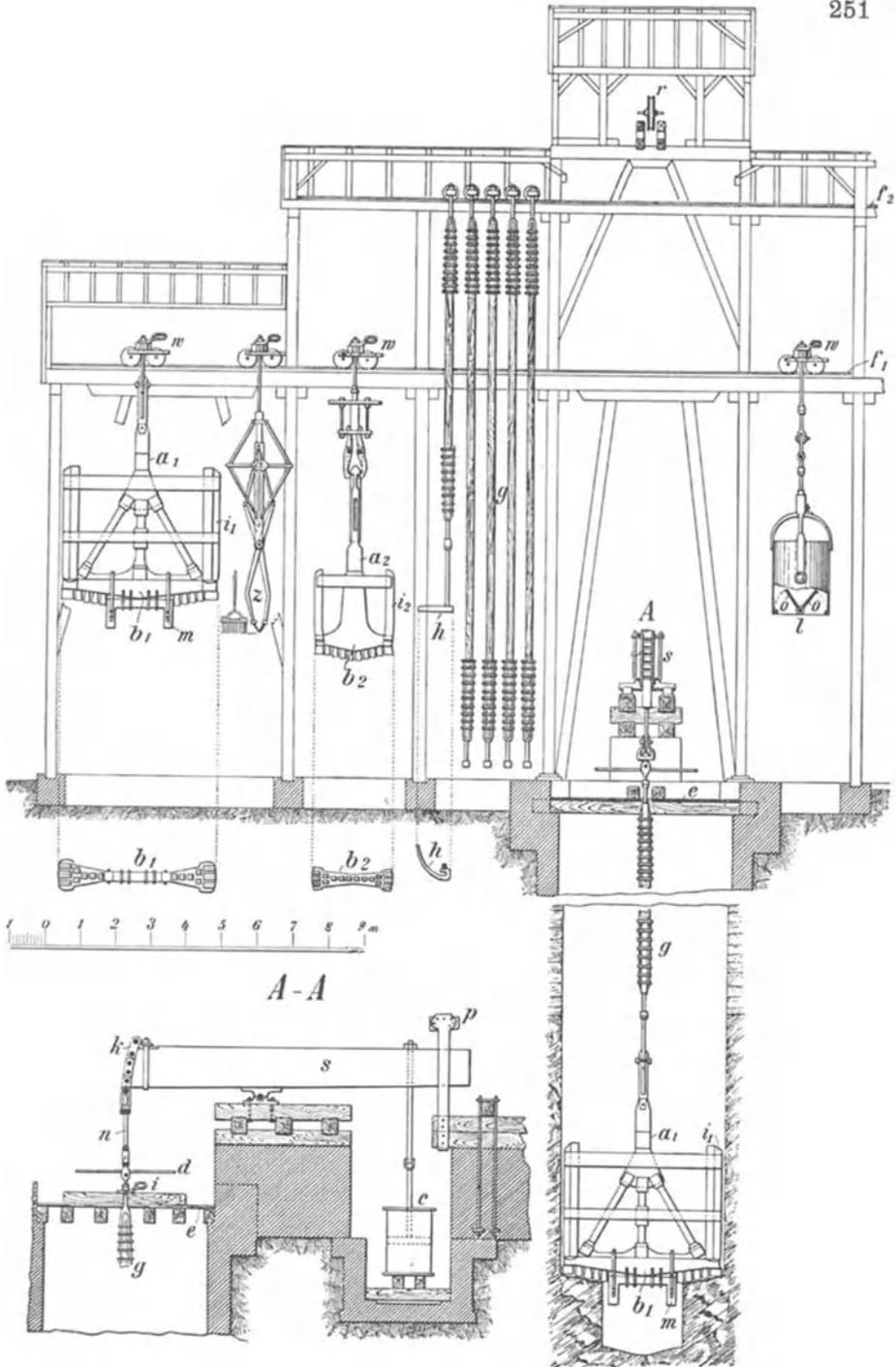


Abb. 324. Bohrgerüst mit den Bohrgeräten für eine Schachtbohrung nach Kind-Chaudron.

um die Anzahl der Verbindungen zu vermindern und die Nebenarbeiten einzuschränken, die Länge der Gestängestücke auf 35,2 und sogar auf 56,1 m erhöht<sup>1)</sup>. Hierbei ist allerdings ein genügend tiefer und weiter Vorschacht die Vorbedingung, da ein entsprechend hohes Bohrgestänge viel zu teuer werden würde.

Als Zwischenstück zwischen Bohrer und Gestänge wird die Kindsche Freifallvorrichtung und die Rutschschere verwendet (s. Bd. I, 2. Abschnitt dieses Werkes). Die Freifallvorrichtung benutzt man für den kleinen Bohrer und erzielt so infolge des freien Falles des Bohrwerkzeuges besonders günstige Leistungen. Bei dem großen Bohrer gebraucht man dagegen die Rutschschere. Diese arbeitet bei den großen, in Frage kommenden Gewichten verlässlicher, weil ein Fassen und Wiederloslassen des schweren Abfallstückes bei jedem Hube durch Scherenzangen nicht erforderlich ist.

Bei Benutzung des Freifalles arbeitet man mit 15—30 Hübem in der Minute und einer Fallhöhe von 25—40 cm, während man mit dem großen Bohrer unter Anwendung der Rutschschere 8—12 Schläge bei einer Hubhöhe von 30—40 cm macht. Je härter das Gestein ist, um so geringer wählt man die Hubhöhe und um so größer die Schlagzahl. Während des Bohrens wird der Bohrer mittels des Krückels *d* von der Bohrbühne aus regelmäßig umgesetzt, was in der Regel drei Leute besorgen.

Für die Bohrarbeit sind außerdem noch Fanggeräte (*h, z* in Abb. 324) notwendig, da Betriebsstörungen durch Gestänge- und Meißelbrüche oder durch Gegenstände, die auf die Schachtsohle gefallen sind, trotz aller Vorsicht nicht zu vermeiden sind. Namentlich ist dies der Fall, wenn es sich um sehr ungleichmäßiges Gebirge mit harten Einlagerungen und stärkerem Einfallen handelt oder wenn Klüfte und Spalten auftreten, die Klemmungen des Bohrers im Gefolge haben.

**70. — Das Löffeln.** Von Zeit zu Zeit muß gelöffelt, d. h. der Bohrschlamm aus dem Schachte entfernt werden. Bei dem kleinen Bohrer, der ständig in dem von ihm erzeugten Schlamm arbeiten muß, geschieht dies mehrere Male am Tage. Bei der Arbeit mit dem großen Bohrer dagegen genügt es, wenn das Löffeln etwa alle acht Tage einmal erfolgt, da ja der Schlamm sich in dem kleinen Vorschachte ansammeln kann. Der gewöhnliche Schlamm-löffel (*l* in Abb. 324) ist seinem Wesen nach ein großer Ventilbohrer, der aus einem Blechzylinder besteht, dessen Boden durch zwei Ventilkappen gebildet wird. Sobald der Löffel auf der Sohle angekommen ist, wird er zum Zwecke der Füllung einige Male auf und nieder bewegt, sodann wieder aufgeholt und oben ausgekippt.

Leistungsfähigere, aber minder einfache Löffelarten sind in Auflage 3/4 dieses Bandes beschrieben worden.

### b) Das Auskleiden des Schachtes.

**71. — Die Gußringwand für Bohrschächte** besteht aus ganzen Schachtringen von 1,2—1,5 m Höhe mit äußerer, glatter Wand und inneren, waagrecht verlaufenden Flanschen und Verstärkungsrippen. Die Flanschen

<sup>1)</sup> Ann. d. min. d. Belg. 1899, S. 465 u. f.; A. Demeure: Création d'un nouveau siège etc.

sind genau abgedreht. Die einzelnen Ringe werden durch Schrauben unter Benutzung von Bleidichtungen miteinander verbunden.

Bei der jetzigen, außerordentlich genauen Bearbeitung der einzelnen Gußringteile dürften keine Bedenken mehr gegen einen Zusammenbau der Ringe aus einzelnen Teilstücken bestehen, so daß die Beförderungsschwierigkeiten für die geschlossenen Ringe fortfallen. Tatsächlich hat man auch bei den nach dem Honigmannschen Verfahren im schwimmenden Gebirge abgebohrten Schächten mehrfach die Gußringwand über Tage aus einzelnen Segmenten zusammengebaut und genau ebenso, wie dies bei dem Verfahren nach Kind-Chaudron geschieht, in den mit Wasser gefüllten Schacht eingehängt, ohne irgendwelche Schwierigkeiten bezüglich der Wasserdichtigkeit gehabt zu haben.

**72. — Moosbüchse, falscher Boden, Gleichgewichtsrohr.** Die Moosbüchse ist meistens der Fuß der Auskleidung und soll die Abdichtung gegen die Gebirgstöße übernehmen.

Die Moosbüchse ist in Einrichtung und Wirkung einer Stopfbüchse an Maschinen ähnlich. Sie besteht (Abb. 325) aus dem inneren Ringe *a*, über den sich der Mantelring *b* schieben läßt. Der innere Ring ist gewöhnlich aus einem Stücke gegossen, während der Mantelring aus mehreren Teilstücken derart zusammengesetzt wird, daß sein kreisförmiger Vorsprung *c* den ebenfalls kreisförmigen

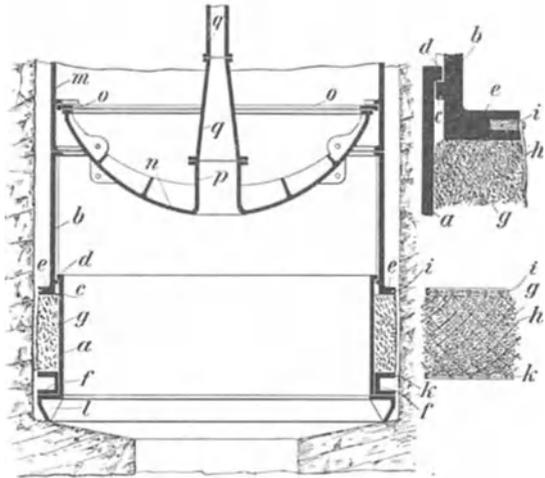


Abb. 325. Moosbüchse.

Vorsprung *d* des inneren Ringes faßt und, falls beide Teile so weit als möglich auseinander gezogen sind, trägt. Zwischen den Fuß *e* des Mantelringes und den angeschraubten Fuß *f* des inneren Ringes wird eine dichte Moospackung eingebracht, die durch ein darüber gespanntes Netz *h* gehalten wird. Letzteres wird an den in die kreisförmigen Nuten *i* und *k* eingetriebenen Holzeinlagen angenagelt. Der Tragring *l* gibt dem Fuße *f* eine sichere Versteifung und Verstärkung und beugt außerdem einer Schiefstellung der Moosbüchse infolge von Schlammansammlungen vor, indem er diese durchdringt. Ist die Ringwand in den Schacht eingelassen, so setzt zunächst der Tragring *l* und der Fuß *f* des inneren Ringes auf die Schachtsohle auf. Infolge des Gewichtes der Wandungssäule schiebt sich nun der Mantelring *b* über den inneren Ring, wobei die Moospackung *g* zusammengedrückt und nach außen fest gegen den Gebirgstöß gepreßt wird.

Der Zusammenbau der Moosbüchse aus ihren einzelnen Teilen erfolgt über Tage auf einer über den Schacht gelegten Balkenunterlage.

In den auf die Moosbüchse gesetzten Ring  $m$  wird danach der falsche Boden  $n$  eingebaut. Es ist dies ein nach unten gewölbter Boden aus Eisen- oder Stahlguß, der das Eindringen von Wasser in die Ringsäule verhindern soll. Die ganze gußeiserne Schachtauskleidung wird nämlich in der Regel so schwer, daß es nicht angängig sein würde, sie mit den Senkstangen allein zu halten und niederzulassen. Durch den Einbau des Bodens erhält man einen Hohlkörper, der, wenn er erst auf eine gewisse Höhe in das Wasser eintaucht, zu schwimmen beginnt, so daß die Senkstangen entlastet werden und bald ganz ausgebaut werden können. Das Ein- und Ausbauen des Gleichgewichtsbodens wird durch Zwischenschaltung eines aus mehreren Teilen bestehenden Ringes  $o$  (Abb. 325) ermöglicht.

Das beim Einlassen der Auskleidung in den Schacht unter dem Gleichgewichtsboden verbleibende Wasser muß, sobald die Moospackung durch die sich zusammenschiebende Moosbüchse gegen den Gebirgsstoß gepreßt wird, Gelegenheit zum Entweichen finden. Zu diesem Zwecke ist in der Mitte des Gleichgewichtsbodens ein Stutzen  $p$  angebracht, der beim Aufbau der Wandung im selben Maße durch Aufsetzen von Rohren  $q$ , den sogenannten Gleichgewichtsrohren, nach oben verlängert wird.

**73. — Das Einlassen der Auskleidung.** An die obersten Verstärkungsrippen des untersten Wandungsringes werden die Ansatzstücke  $v$  (Abb. 326) zur Befestigung der meist 6—8 eisernen Senkstangen  $s_1$  geschraubt, die durch Aufsetzen weiterer Stücke  $s_2, s_3, s_4$  (von etwa je 4 m Länge) beliebig verlängert werden können. Sodann wird die Moosbüchse mit dem untersten Wandungsringe und dem falschen Boden zunächst so weit angehoben, daß die bisherigen Unterzüge entfernt werden können, worauf mit dem Senken bis zum Wasserspiegel begonnen wird. Man bedient sich hierbei der Senkwinden  $w_1—w_4$ , die auf einer waagerechten Balkenlage aufgestellt sind. Sie bestehen (Abb. 326) aus etwa 4 m langen und 8 cm dicken Schraubenspindeln  $t$ , deren Muttern die Naben von konischen Zahnrädern  $a$  bilden, die durch kleine Zahnräder  $b_1, b_2$  und Kurbeln  $c, c_1, c_2$  angetrieben werden.

Sobald die Wandung schwimmt, entfernt man die Senkgestänge und Senkwinden und baut unter entsprechender Verlängerung des Gleichgewichtsrohres ohne weiteres einen Ring nach dem anderen auf, indem man immer von neuem so viel Wasser in den Zylinder laufen läßt, daß dieser entsprechend sinkt. In dieser Weise fährt man fort, bis die Moosbüchse die Schachtsohle erreicht hat und der eiserne Zylinder bis über den natürlichen Wasserspiegel hinaus in die Höhe geführt ist.

**74. — Tauchwandung.** Die oben erwähnte Beschränkung des Abbohrens auf besonders wasserreiche Schichten bringt es mit sich, daß der Schacht zumeist in den oberen Teilen bereits vorher ausgemauert oder sonst mit Hand ausgekleidet worden ist. In solchen Fällen ist der obere Teil der Gußringwand bis zum natürlichen Grundwasserspiegel überflüssig, und es genügt, die wasserführenden Schichten allein wasserdicht zu verkleiden. Zu diesem Zwecke baut man, wenn die Wandung eine solche Höhe erreicht hat, daß sie das wasserführende Gebirge noch um 15—20 m überragt, einen Deckel  $r$  (Abb. 327) ein, der umgekehrt wie der falsche Boden angeordnet ist und durch den das Gleichgewichtsrohr  $q$

hindurchgeführt wird. In der Mitte des Deckels befindet sich ein Mannloch, das so groß ist, daß es einem Manne Platz zum Durchklettern läßt. Nachdem alle Schrauben zur Befestigung des Deckels und des letzten Stückes des Gleichgewichtsrohres angezogen sind und der Mann wieder herausgeklettert ist, wird das Mannloch durch einen Deckel *s* mit Stopfbüchse verschlossen. Man pflegt sodann dem Tauchkörper noch zwei Ringe aufzusetzen, um in ihnen ein lösbares Gehänge an-

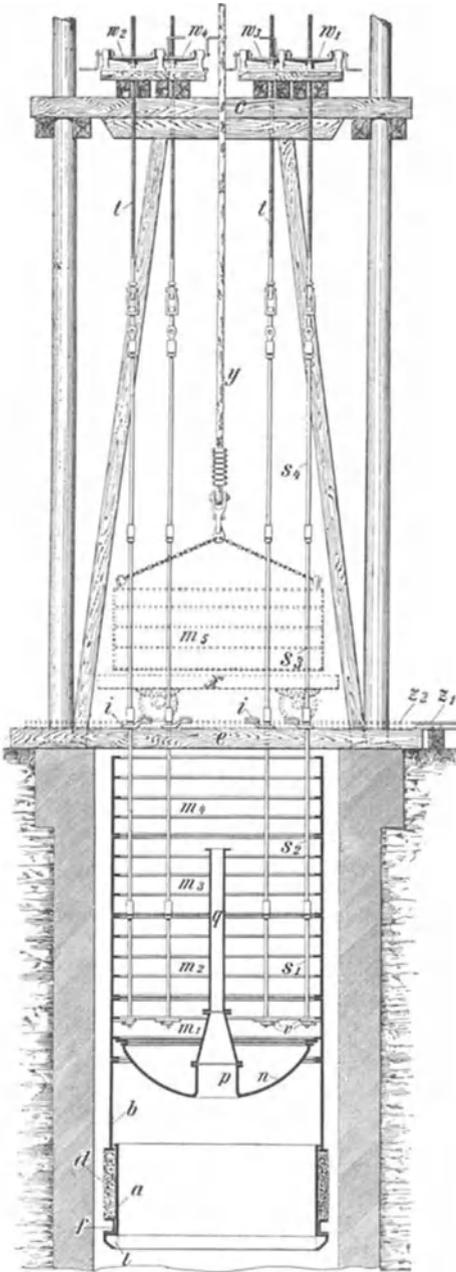


Abb. 326. Das Einlassen der Auskleidung in Bohrschächte.

zu bringen. Nach dem Versetzen des Tauchkörpers wird das Mannloch durch einen Deckel *s* mit Stopfbüchse verschlossen. Man pflegt sodann dem Tauchkörper noch zwei Ringe aufzusetzen, um in ihnen ein lösbares Gehänge an-

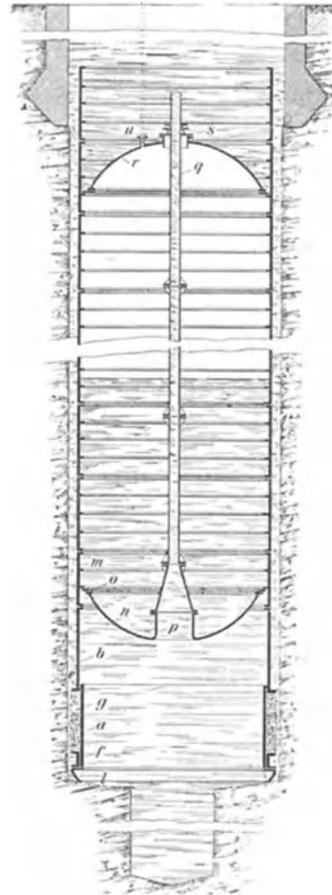


Abb. 327. Tauchwand für Bohrschächte.

zubringen, an dem man mit Hilfe der Kabelmaschine die Auskleidung nach genügender Wasserbeschwerung in die Tiefe lassen kann. Letztere Arbeit geht in einigen Stunden, je nach der Schachttiefe, vor sich.

Danach füllt man den Hohlzylinder mit Wasser, um auf die Moosbüchse das volle Gewicht der Eisenmassen wirken zu lassen und sie nach Möglichkeit zusammenzupressen. Bei der offenen Gußringauskleidung läßt man das Wasser durch eine in einen Schachtring gebohrte Öffnung einströmen. Bei der Tauchwandung ist im Deckel ein Stutzen mit einer durch ein Ventil *u* (Abb. 327) geschlossenen Öffnung vorgesehen, das durch Seilzug von oben geöffnet wird, sobald die Auskleidung unten angekommen ist.

**75. — Schachtauskleidung ohne Moosbüchse.** Auf dem Kalisalzschachte Adolfsgrück, wo der Anschluß im fetten Ton hergestellt werden mußte, hat man die Schachtauskleidung unten nach Art eines Senkschachtes mit einem Schneid Schuh versehen. Die Auskleidung wurde nach Aufsetzen auf die Schachtsohle mit Wasser voll belastet und außerdem einem von vier Pressen erzeugten Drucke von 200000 kg unterworfen, während gleichzeitig durch eine im Ausgleichrohr hinabgeführte Mammutpumpe der auf der Schachtsohle abgesetzte Tonschlamm abgesaugt wurde. Tatsächlich schnitt sich der Schneid Schuh fest in den zähen Ton ein, und der Wasserabschluß gelang völlig.

In Belgien und Frankreich hat man mehrfach einen vollständigen Wasserabschluß allein durch die in jedem Falle erforderliche Betonierung erreicht und die Moosbüchse ganz beseitigt. Mit dem Fortfall der Moosbüchse wurde auch das Gleichgewichtsrohr überflüssig, da keine Notwendigkeit mehr vorlag, dem Wasser unter dem falschen Boden während des Zusammenschiebens der Moosbüchse einen Ausweg zu verschaffen.

**76. — Das Betonieren.** Nachdem die Ringsäule sich fest auf die Schachtsohle gesetzt hat, wird der zwischen der Eisenwand und den Gebirgstößen verbleibende Ringraum von 20—30 cm Breite ausbetoniert.

Die Einführung des Betons erfolgte früher durch Löffel. Diese waren entsprechend dem zur Verfügung stehenden Ringraume schmal und segmentförmig gestaltet und erhielten, um ein Entmischen des Betons bei freiem Fall zu verhüten, Bodenklappen, die sich beim Aufstoßen öffneten. Die Löffel hingen an Seilen und wurden mittels der vorhandenen Dampfmaschinen (Kabel- und Löffelmaschine) bewegt. Gewöhnlich brachte man auch Führungseile an, die am unteren Ende beschwert waren. Dieses Verfahren hatte den Nachteil, daß wegen der unvermeidlichen Wasserbewegungen das Abbinden des Betons gestört wurde. Deshalb läßt man neuerdings den Beton in geschlossenem Strom durch Rohrstränge in den Ringraum hinabgleiten, wobei ebenfalls ein Entmischen des Betons vermieden wird, während die Wassersäule mehr in Ruhe bleibt. Entsprechend der Anfüllung des Raumes werden die Rohrleitungen allmählich hochgezogen.

Die unteren 10—20 und die oberen 5—10 m pflegt man mit reinem Zement auszufüllen. Im übrigen setzt man der Billigkeit halber dem Zement 1—2 Teile Sand zu. In salzhaltigem Gebirge benutzt man Magnesiumzement, der die Eigenschaft besitzt, gut unter Salzwasser ab- und an Steinsalz anzubinden. Beim Betonieren kann man auf einen täglichen Fortschritt von 3—5 m rechnen.

Nachdem man dem Beton oder Zement etwa sechs Wochen Zeit zum Erhärten gegeben hat, beginnt man mit dem Sumpfen des Schachtes.

**77. — Das Fertigmachen des Schachtes zum Weiterabteufen.** Das Sumpfen geschieht mit zylindrischen Blechgefäßen mit Bodenventil, die sich beim Eintauchen füllen. Sobald es möglich ist, werden Deckel und Gleichgewichtsrohr, wenn sie vorhanden sind, und der falsche Boden ausgebaut.

Zunächst wird dann der Schacht vorsichtig ohne Schießarbeit ein Stück weiter abgeteuft. Nach Erreichen einer tragfähigen Gebirgsschicht wird zum sicheren Abfangen der Moosbüchse oder des Fußes und zum Abschlusse etwa noch vorhandener Wasserzugänge ein Keilkranz gelegt und ein Anschluß hergestellt. Es geschieht dies in derselben Weise, wie es bei Besprechung der Anschlußarbeiten für Senkschächte (s. S. 239) beschrieben ist.

### c) Leistungen und Kosten.

**78. — Leistungen.** Die Gesamt-Abteufleistung, die die Bohrarbeit, den Zusammenbau und das Einlassen der Schachtauskleidung, das Betonieren und das Freimachen des Schachtes für das weitere Abteufen umfaßt, schwankt je nach der Art des Gebirges und der Höhe des abzubohrenden Schachtteils und wegen der vielen Zufälligkeiten, denen die Arbeiten ausgesetzt sind, in weiten Grenzen.

Nach dem Sammelwerk hat im Ruhrbezirke bei insgesamt 13 Schächten, die bis 1900 abgebohrt wurden, die Gesamtleistung nur  $2\frac{1}{4}$  m monatlich betragen. Seit 1900 ist im Ruhrbezirke das Verfahren nur noch einmal angewandt worden, so daß also dort neuere Ergebnisse in genügender Zahl fehlen. Nach den Erfahrungen, die man im Kalisalzbergbau bis etwa 1912 gesammelt hat, können etwa  $4\frac{1}{4}$  m monatlich als Durchschnittsleistung angesehen werden. Am günstigsten schneidet wohl der Kalisalzschacht Glückauf bei Sarstedt ab, der von der Firma Haniel & Lueg von 35—160 m Teufe innerhalb eines Jahres abgebohrt, verkleidet und betoniert worden ist, so daß sich eine Gesamt-Monatsleistung von etwas über 10 m ergibt.

**79. — Kosten.** Die Kosten des Abteufens hängen wesentlich von der Höhe des abgebohrten Schachtteils ab. Je höher dieser Schachtteil ist, um so mehr verteilen sich die Kosten für die Einrichtungen und Tagesanlagen, und um so weniger belasten sie ein Meter des Schachtes. Die Höhe dieser Kosten ist auf etwa 200 000—280 000  $\mathcal{M}$  zu veranschlagen. Da aber die Einrichtungen zum großen Teile noch wieder verwendet werden können, so ist davon nur etwa die Hälfte auf das einzelne Schachtabteufen zu rechnen. Ferner ist von erheblichem Einflusse auf die Kosten der Auskleidung die Schachteufe, weil mit wachsender Tiefe die Wandstärken der Schachtringe entsprechend größer genommen werden müssen und das einzubauende Eisengewicht steigt. Die Kosten von 1 m Eisenwandung schwanken etwa zwischen 1200 und 2600  $\mathcal{M}$  und steigen bei den größten Schachttiefen noch höher. Die Kosten der Betonierung schwanken nicht so stark und liegen zwischen 120 und 200  $\mathcal{M}$  je 1 m. Im übrigen sind die erzielten Leistungen von entscheidendem Einfluß auf die Höhe der Kosten. Nimmt man 6 m monat-

liche Leistung an, so sind zu veranschlagen: die Ausgaben für Löhne und Gehälter auf 900—1800 *ℳ*, für Bau- und Betriebsstoffe und Dampf auf 600 bis 1200 *ℳ* und für Verschiedenes auf 500—1000 *ℳ* je 1 m.

Danach kann man die Gesamtkosten der früheren Schachtbohrungen unter Mitbenutzung der Zahlen des Sammelwerkes etwa, wie folgt, schätzen<sup>1)</sup>:

Mittlere Bohrteufe m	Kosten je laufendes Meter bei einer Höhe des abzubohrenden Schachtteils von	
	100 m <i>ℳ</i>	50 m <i>ℳ</i>
50	5000	6000
100	5200	6300
150	5500	6600
200	5900	7000
250	6700	7700
300	7500	8700
350	8500	9700

Weiteres über die Beurteilung des Verfahrens findet sich unter den Ziffern 143 u. 144 dieses Abschnittes.

## B. Das Schachtabbohren im lockeren Gebirge.

### (Das Honigmannsche Verfahren.)

#### 80. — Das Wesen des Verfahrens<sup>2)</sup>.

Das von dem Bergwerksbesitzer Honigmann zu Aachen zuerst angegebene Verfahren beruht auf dem Gedanken der Tiefbohrung mit Dickspülung (s. Bd. I, 6. Aufl., S. 106): Die Stöße des Bohrschachtes werden

durch eine möglichst hohe und durch Aufschlännen von Ton, Schwergspatmehl oder anderen Bestandteilen spezifisch schwergemachte Flüssigkeitsäule<sup>3)</sup> unter Gegendruck gehalten, so daß sie vor dem Zusammenrutschen und Abbörschen bewahrt werden. Vorzüglich sind Schwimmsandschichten für das Verfahren geeignet, die sich, solange ihr natürlicher Zustand nicht gestört wird, als sehr standfest erweisen. Auch Tonschichten werden durch den Überdruck der Tontrübe meist gut vor dem Hereinquellen bewahrt. Dagegen können einzelne bröckelige Schichten mit vielen nahe beieinanderliegenden Schlechten und Ablösungsflächen zu Nachfall neigen. Auch Gebirgstörungen und etwaige Hohlräume im Gebirge sind aus diesem Grunde sorgsam auf Nachfall zu beobachten. Wenn solche Schichten nicht durch erhöhte Dichtigkeit der Tontrübe gehalten werden können, so müssen sie durch verlorene Eisenblechzylinder, die an Drahtseilen mittels Winden eingelassen werden, gesichert werden. Durch das Einbringen eines solchen Sicherungsringes gehen allerdings rd. 20 cm am jeweiligen Schachtdurchmesser verloren. Da man bei der Vorbohrung und den vorausgehenden Bohrabsätzen eine sicherungsbedürftige Stelle leicht früh genug feststellen kann, wählt man für den letzten Bohrabsatz den endgültigen Bohrlochdurchmesser um etwa 20 cm größer. Im übrigen erfolgt die Verkleidung der Stöße erst, wenn der Schacht wassertragende Schichten erreicht hat.

<sup>1)</sup> Die jetzigen Kosten sind um etwa 50 % höher anzunehmen.

<sup>2)</sup> Glückauf 1924, Nr. 13, S. 231 u. f.; P. Kever: Schachtabbohren in schwimmendem Gebirge bei unverkleideten Schachtstößen; — ferner Bergbau 1930, Nr. 48, S. 705 u. f.; Dr.-Ing. Heise: Die neuere Entwicklung des Honigmannschen Schachtbohrverfahrens.

<sup>3)</sup> Das spez. Gewicht kann bei Tontrübe bis etwa 1,3, bei Schlammkreidetrübe bis etwa 1,5 und bei Schwergspatmehltrübe bis ungefähr 1,7 gesteigert werden.

Die Honigmannsche drehend wirkende Schachtbohrereinrichtung<sup>1)</sup> ist schematisch in Abb. 328 dargestellt. Es ist *a* eine eiserne Bohrspindel von quadratischem Querschnitt, die im Wirbel *b* drehbar aufgehängt ist und an diesem mittels eines Seiles auf und nieder bewegt werden kann. Die Bohrspindel gleitet hierbei durch das Stirnrad *d*, das durch das Vorgelege *e*, *f*, *g* und die Riemenscheibe *h* angetrieben wird. Das Vorgelege *d*, *e*, *f* ist auf dem Bohrwagen *i* verlagert. Die Bohrspindel *a* trägt das Hohlgestänge *k*, in das der Drehkopf *l* eingeschaltet ist. *s* ist der Bohrer, an dem die eigentlich arbeitenden Teile nicht dargestellt sind. Der Bohrschmand wird durch das Hohlgestänge *k* nach Art einer Mammutpumpe (s. diese) zutage gefördert, indem die Preßluft durch das Rohr *r* zugeführt wird. Hierdurch erhält der im Gestänge aufsteigende Wasserstrom eine so große Geschwindigkeit, daß große Gesteinsknochen bis zu 20 kg Gewicht und selbst Eisenstücke, die in den Schacht gefallen sind, herausgespült werden. Die Bohrtrübe fließt durch den Ansatz *n* und das Rohr *o* nach *p* aus. Das mit Ton angerührte Füllwasser wird bei *q* in solchem Maße zugeführt, daß der Wasserstand im Schachte den Grundwasserspiegel *t t* um etwa 6—10 m überhöht. Sobald das Deckgebirge abgebohrt ist und der Bohrschacht im Steinkohlenbergbau noch 5—10 m in die Karbonschichten oder im Braunkohlenbergbau in eine wassertragende Tonschicht eingedrungen ist, wird die Schachtauskleidung eingesenkt und abgedichtet.

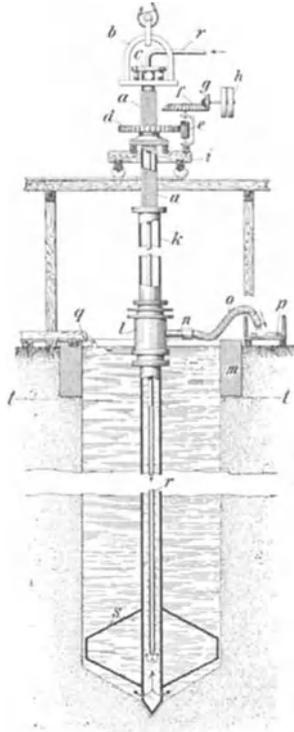


Abb. 328. Honigmannsche Schachtbohrereinrichtung.

**Sl. — Die Ausbildung des Verfahrens im einzelnen. Die Tagesanlagen.** Das Honigmannsche Verfahren ist von der Westrheinischen Tiefbohr- und Schachtbau G. m. b. H. zu Düsseldorf und deren holländischer Schwestergesellschaft, der „N. V. Mijnbouw“ in Arnhem übernommen und vervollkommen worden. Die hauptsächlichsten Verbesserungen erstrecken sich auf die Art des Bohrens und der Bohrer, auf die Auskleidung des fertigen Schachtes und auf die Abdichtung des Ausbaues auf der Schachtsohle.

Die Tagesanlagen, wie sie von der genannten Gesellschaft etwa benutzt werden, sind in Abb. 329 dargestellt. In zwei Seitenbauten des etwa 18 m hohen Schachtturms werden eine Antriebsmaschine für die eigentliche Bohrarbeit und ein Kabel zum Ein- und Ausfördern des Gestänges untergebracht. Neben dem Schachte befindet sich zum Absetzen des Bohrschlammes ein

<sup>1)</sup> Glückauf 1895, Nr. 70, S. 1277 und ebenda 1896, Nr. 14, S. 257 u. f.

Klärteich, aus dem die zu Boden gesunkenen Schlammassen mittels eines Greifbaggers entfernt und in Muldenkipper gefüllt werden. Weiter sind erforderlich eine Dampfkesseanlage, ein Kompressor, eine Werkstätte mit Lager und Beamten- und Mannschaftsräume. Neuerdings geht man auch

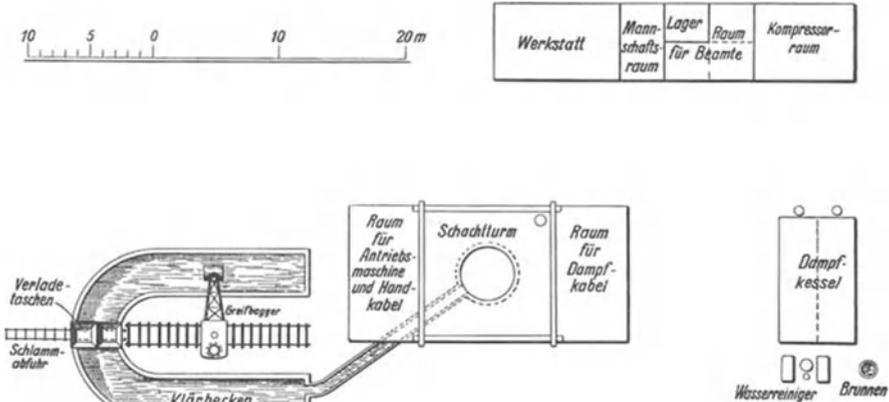


Abb. 329. Tagesanlagen für das Schachtabbohren nach Honigmann.

zu elektrischem Antrieb über. Im Falle der Verwendung von schmiedeeisernen Schachtauskleidungen sind noch Lager- und Arbeitsplätze für die Herstellung der Schachtringe vorzusehen, die in der Abbildung nicht angegeben sind. Insbesondere kommen hier Biege-, Schweiß-, Bohr- und Nieteinrichtungen (s. Ziff. 83) in Betracht.

**82. — Die Bohrarbeit und der Bohrer.** Das Bohren geschieht jetzt nicht mehr, wie in Abb. 328 angedeutet, sofort mit dem vollen Enddurchmesser des Schachtes, sondern mit stufenweise zunehmenden Schneidenbreiten. Man beginnt beispielsweise bei bereits bekannter Schichtenfolge mit einem Bohrer von 2000 mm Schneidenbreite und läßt sodann Bohrer mit 1300—1500 mm größeren Schneidenbreiten folgen. Ist die Art des Gebirges nicht genügend bekannt, dann beginnt man zweckmäßig mit einer Untersuchungs-Vorbohrung von nur etwa 700 mm Durchmesser. Der Schacht Hendrik III der Staatsmijnen in Holland, der einen lichten Durchmesser von 5,2 m erhalten sollte, wurde z. B. in 5 Bohrsätzen mit Bohrern von 700, 2000, 3500, 5000 und 6500 mm Schneidenbreite niedergebracht. Jede Stufe wird ununterbrochen bis zur endgültigen Teufe abgebohrt. Das losgelöste Gebirge der zweiten Stufe und der folgenden sinkt teilweise zunächst in das Schachttiefste nieder und wird erst gehoben, wenn die Bohrstufe so weit niedergebracht ist, daß die Mammutpumpeinrichtung die gesunkenen Massen faßt (s. die Abbildungen 330 und 331). Der Vorteil der stufenweisen Bohrarbeit liegt zunächst darin, daß man schon bei der ersten Bohrung die Art und Schichtenfolge des Gebirges genau kennen lernt und bei dem weiteren Bohren auf sie Rücksicht nehmen kann. Ferner kann man durch Lotungen etwaige seitliche Abweichungen des Bohrloches feststellen und durch Ab spreizung des Gestänges leicht wieder ausgleichen. Die Erweiterungsbohrungen folgen dann ohne Schwierigkeit dem Verlaufe des Anfangsloches.

Schließlich werden bei dem stufenweisen Niederbringen des Schachtes der Bohrer und sein Antrieb nicht übermäßig beansprucht, da immer nur eine verhältnismäßig kleine Fläche gleichzeitig zu bearbeiten ist.

Die drehend wirkenden Bohrer werden in verschiedener Ausgestaltung einerseits für sandige und tonige Schichten und andererseits für hartes Gebirge benutzt. Im ersten Falle (Abb. 330) sind die Enden der kreuzweise angeordneten Querarme  $a$  und  $a_1$  durch schräggestellte Flacheisenstreben  $b$  verbunden, die die Messer  $c$  tragen, mit denen das Gebirge abgehoben und losgelöst wird. In harten Schichten arbeitet man mit Rollenbohrern (Abb. 331). Der Aufbau,

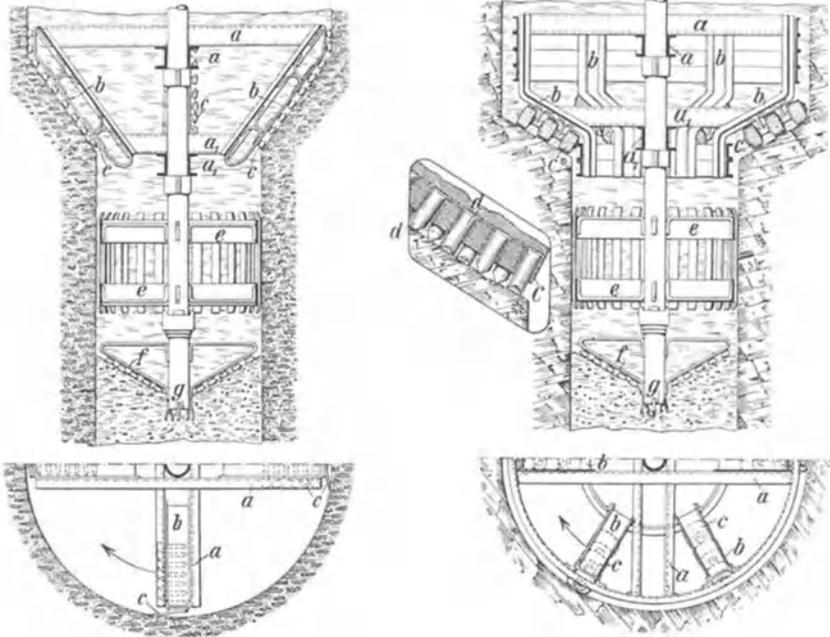


Abb. 330. Schachtbohrer für sandig-toniges Gebirge.

Abb. 331. Schachtbohrer für hartes Gebirge (Rollenbohrer).

der auch hier von Querarmen  $a$  und  $a_1$  getragen wird, ist sechsteilig gestaltet und stärker und schwerer als bei der Ausführung nach Abb. 330 gehalten. Die Schrägstreben  $b$  tragen Gußstahlrollen  $c$ , die je mit mehreren hundert Meißeln  $d$  besetzt sind. Bei der Drehung des Bohrers arbeiten sich die Meißel in das Gestein ein. Damit die ganze Kreis- oder Ringfläche bearbeitet wird, sind die Rollen auf den einzelnen Armen in verschiedener Entfernung vom Mittelpunkt des Kreises angeordnet. Es gelingt so, auch die harten Sandsteine des Karbons zu zerkleinern. Geführt werden die Bohrer in den Fällen der Abbildungen 330 und 331 durch die mit ihren Durchmessern dem Vorschachte angepaßten zylindrischen Körbe  $e$ . Das losgelöste Gebirgsklein wird durch den Rührbohrer  $f$  der Saugöffnung  $g$  der Mammutpumpe zugeführt. Finden sich in lockeren Schichten harte Findlinge, so werden sie mit Hilfe eines zwischen die Querarme des Bohrers einzubauenden Stoßbärs zertrümmert.

83. — Die Auskleidung des Schachtes und deren Abdichtung. Als Schachtausbau kann der gewöhnliche Gußringausbau gewählt werden. Tatsächlich ist der Bohrschacht Adolf bei Streiffeld, der 4,5 m lichten Durchmesser besitzt, auf 155 m Teufe so ausgekleidet worden. Da die Schachtauskleidung über Tage von außen her verstemmt werden kann, macht die Erzielung einer besonders guten Wasserdichtigkeit keine Schwierigkeiten. Billiger und gegen einseitige Beanspruchungen zuverlässiger dürfte für Teufen bis etwa 300 m schmiedeeiserner Ausbau sein. Für enge und wenig tiefe Schächte genügt bereits eine durch  $\perp$ -Eisen versteifte einfache Eisenblechwand, deren Schüsse zusammengeschweißt oder genietet werden.

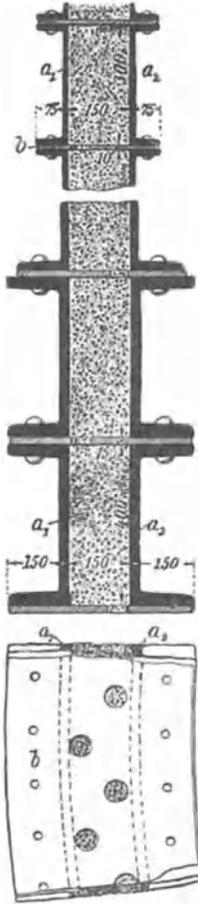


Abb. 332. Schmiedeeiserner Schachtauskleidung (mit Beton-Zwischenfüllung).

Für Schächte von größerem Durchmesser und erheblicherer Teufe bevorzugt die Westrheinische Tiefbohr- und Schachtbau-Gesellschaft aus  $\perp$ -Eisen zusammengesetzte Verkleidungen. In Abb. 332 ist z. B. eine doppelte  $\perp$ -Eisen-Wand  $a_1, a_2$  in mehreren verschiedenen starken Ausführungen dargestellt, wobei die doppelte Wand durch waagrecht liegende gelochte Bleche  $b$  zu einem einheitlichen Ganzen verbunden ist. Die einzelnen Ringe werden durch elektrische Schweißung der  $\perp$ -Eisen-Enden hergestellt, während die Flanschen der aufeinandergesetzten Ringe durch hydraulische Nietung dicht, zuverlässig und fest miteinander verbunden werden. Der Zwischen-

raum zwischen den beiden Wandungen wird mit Beton ausgestampft. Ein solcher Ausbau besitzt gegenüber den aus einseitigen Drücken herrührenden Biegsbeanspruchungen eine Widerstandsfähigkeit, die derjenigen eines einfachen Gußringausbaues weit überlegen ist.

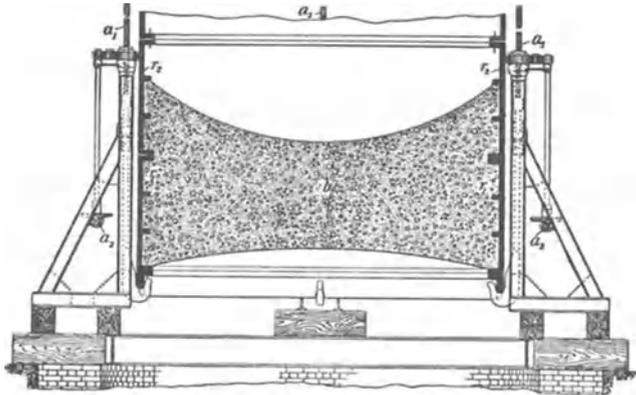


Abb. 333. Einlassen der Schachtauskleidung durch Senkwinden.

Die Wandung wird in ähnlicher Weise wie bei dem Verfahren von Kind-Chaudron über Tage zusammengebaut und sodann in den Schacht eingelassen (Abb. 333). Die untersten Ringe  $r_1, r_2$  erhalten einen verlorenen Beton-

raum zwischen den beiden Wandungen wird mit Beton ausgestampft. Ein solcher Ausbau besitzt gegenüber den aus einseitigen Drücken herrührenden Biegsbeanspruchungen eine Widerstandsfähigkeit, die derjenigen eines einfachen Gußringausbaues weit überlegen ist.

Die Wandung wird in ähnlicher Weise wie bei dem Verfahren von Kind-Chaudron über Tage zusammengebaut und sodann in den Schacht eingelassen (Abb. 333). Die untersten Ringe  $r_1, r_2$  erhalten einen verlorenen Beton-

boden  $b$  und werden über dem Schachte aufgestellt. Auf sie werden die weiteren Ringe der Auskleidung aufgesetzt. Der Ringkörper wird sodann durch Senkwinden  $a_1$ ,  $a_2$  allmählich niedergelassen, bis er zu schwimmen beginnt. Von nun an sind die Senkwinden entbehrlich, und das weitere Einsenken erfolgt durch Zugabe von Wasserballast unter gleichzeitigem Aufbau neuer Ringe. Sobald der unterste Schachtring etwa 1 m über der Schachtsohle angelangt ist (Abb. 334 *a*), wird das Einsenken unterbrochen. Mittels

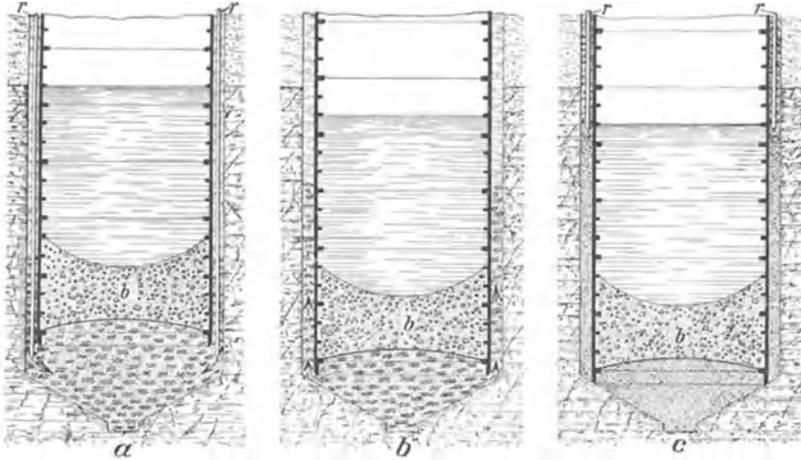


Abb. 334. Abdichtung der Schachtauskleidung im Schachttiefsten.

Rohrleitungen  $r$ , die zwischen der Außenwand der Verkleidung und dem Schachtstoße eingelassen werden, füllt man das Schachttiefste mit Zementbrei aus und läßt sofort danach die Schachtwandung in den frischen Brei einsinken. Der Zement steigt zwischen der Wandung und dem Schachtstoß empor (Abb. 334 *b* und *c*), füllt den Raum auf 8—10 m Höhe dicht aus und bewerkstelligt so den wasserdichten Anschluß an die wassertragende Schicht. Darauf wird auch der darüber verbleibende Ringraum durch Rohrleitungen  $r$  (Abb. 334 *c*) mit Zementbrei verfüllt. Nach Erhärten der Hinterfüllung wird der Schacht gesümpft und der verlorene Betonboden  $b$  durch Ausspitzen entfernt.

**84. — Tatsächliche Ausführungen. Leistungen. Kosten.** Honigmann selbst hat nach seinem Verfahren im Aachener Bezirk und in Holland mit Erfolg 11 Schächte niedergebracht, deren Teufen zwischen 108 und 190,4 und deren lichte Durchmesser zwischen 2,65 und 4,5 m liegen<sup>1)</sup>. Nachdem die Westrheinische Tiefbohr- und Schachtbau-Gesellschaft die Ausführung des Verfahrens übernommen hat, sind weitere 8 Schächte mit Durchmessern bis zu 5,2 m und Teufen bis zu 215 m hergestellt worden. Der Schacht Arsbeck der Gewerkschaft Sophia-Jakoba bei Hückelhoven ist sogar mit 7,3 m Durchmesser bis 390 m und mit 5,5 m Durchmesser bis

<sup>1)</sup> Die Baumaschinen, IV. Teil des Handbuches der Ingenieurwissenschaften, Zweiter Band, II. Kapitel, O. Stegemann: Der Schachtbau, 3. Aufl., S. 91 (Leipzig, Engelmann), 1924.

428 m Teufe mit Erfolg abgebohrt, jedoch aus wirtschaftlichen Gründen bisher nicht fertiggestellt worden. Tatsächlich steht der Bohrschacht mit seiner Wasserfüllung seit mehreren Jahren ohne Auskleidung einwandfrei.

Die monatlichen Abteufleistungen und die Kosten je Meter Schacht werden von der genannten Gesellschaft wie folgt veranschlagt:

Teufen	Monatl. Leistung	Kosten einschl. schmiedeeisernen Schachtausbaues je nach Schachtdurchmesser
bis 100 m	15—20 m	2000— 3500 $\mathcal{M}$
„ 200 m	10—12 m	3500— 5000 „
„ 350 m	9—11 m	5000— 7000 „
„ 500 m	8—10 m	7000—10000 „

85. — Das Verfahren der Gewerkschaft Friedrich Thyssen. Die Gewerkschaft Friedrich Thyssen hat das Honigmannsche Verfahren in

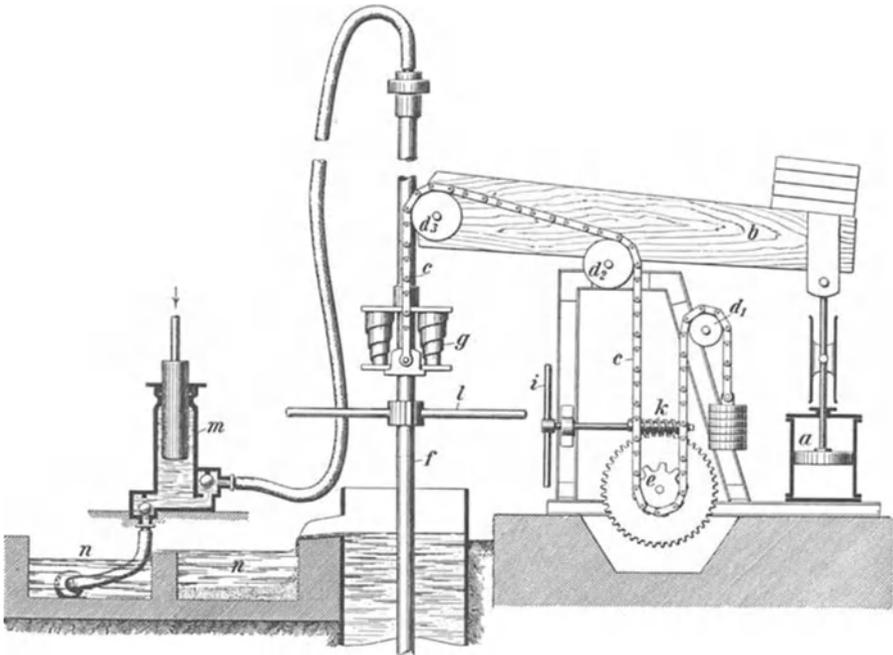


Abb. 335. Schema einer Schachtbohrereinrichtung der Gewerkschaft Friedrich Thyssen.

einzelnen Punkten geändert und insbesondere statt des Drehbohrers eine Schlagbohrereinrichtung benutzt, wobei die Zahl der Schläge in der Minute etwa 45—50 und der Hub jedes Schlages 30 cm beträgt. Der Meißelkörper besitzt drei unter Winkeln von 120° zueinander angeordnete Flügel, die mit Schneiden besetzt sind. Diese dreiflügelige Form soll bei Gestängebrüchen ein Kippen des Meißels ausschließen. Gebohrt wird in der Regel mit steifem Gestänge, also ohne Freifall oder Rutschschere. Wie Abb. 335 veranschaulicht, ist *a* der Arbeitszylinder, der auf den Bohrschwengel *b* wirkt. An dessen anderem

Ende ist mittels zweier Laschenketten *c*, die zu beiden Seiten des Bohrschwengels über Rollen  $d_1$ — $d_3$  geführt und durch die Zahnrollen *e* gehalten werden, das Hohlgestänge *f* unter Einschaltung einer Federbüchse *g* aufgehängt. Durch Drehung des Handrades *i* und der Schraube *k* kann das Gestänge während der Bohrarbeit nachgelassen werden, während der Hebel *l* zum Umsetzen des Bohrers dient. Die Spültrübe wird durch die Pumpe *m* in das Gestänge gedrückt, tritt unten im Meißel aus und steigt frei im Schachte wieder in die Höhe, wobei der Bohrschlamm so stark zerkleinert und aufgeführt wird, daß er trotz der geringen Strömungsgeschwindigkeit der Trübe ebenfalls aufsteigt und mit hochgebracht wird. Das Schlammwasser fließt oben aus dem Schachte in Klärbehälter *n* und setzt sich in diesen teilweise ab. Dieselbe Trübe wird dann im Kreislaufe weiter benutzt. Der Schacht selbst wird in seinem oberen Teile auf 10—20 m Teufe verrohrt, um Nachfall zu verhüten.

Die Gewerkschaft Friedrich Thyssen hat auf diese Weise mehrere Schächte niedergebracht und z. B. Schacht I der Anlage Wallach II der Deutschen Solvaywerke mit 2,2 m lichtem Durchmesser bis 307,1 m Teufe und Schacht II derselben Anlage mit 2,4 m Durchmesser bis 340 m Teufe fertiggestellt.

86. — Das Stockfische Verfahren. Der Ingenieur Stockfisch benutzt wie die Gewerkschaft Friedrich Thyssen das Schlagbohr-Spülverfahren. Die Bohreinrichtung ist der in Abb. 335 dargestellten ähnlich; jedoch steht der Bohrschwengel etwas seitlich des Schachtes, und die Schlagbewegung wird durch ein Seil, das über Rollen geführt ist und ein bequemes Nachlassen gestattet, auf das Gestänge übertragen<sup>1)</sup>. Der Meißelkörper ist ebenfalls demjenigen der Gewerkschaft Friedrich Thyssen ähnlich.

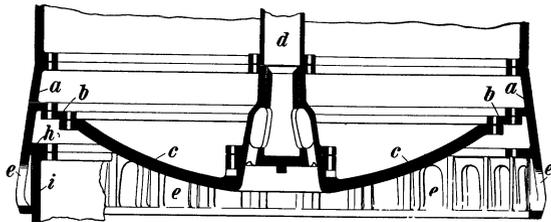


Abb. 336. Tragring nach Stockfisch.

Völlig neu ist die Art, wie nach Stockfisch die Abdichtung der einzulassenden gußeisernen Schachtauskleidung gegen das Gebirge vorgenommen wird. Diese besteht aus deutschen Gußringen, so daß jeder Ring aus einer Anzahl von Teilstücken zusammengebaut wird. Das untere Ende der Eisenwand bildet der Tragring *a* (Abb. 336), in den unter Zwischenschaltung eines flachen Ringes *b* der falsche Boden *c* eingebaut wird. Auf dessen mittlere Öffnung wird das Rohr *d* aufgebaut, das als Spül- und Ausleichtsrohr dient.

Während des Einlassens der Auskleidung muß in dem Schachte eine Spülung mit dicker Trübe aufrechterhalten werden, um ein Ab-

<sup>1)</sup> Glückauf 1912, Nr. 14, S. 552 u. f.; Krecke: Das Schachtabbohrverfahren von Stockfisch und seine Anwendung usw.; — ferner ebenda 1912, Nr. 36, S. 1472 u. f. von demselben Verfasser: Spülschlagverfahren zum Abbohren von Schächten.

setzen des Schlammes zu verhüten. Hierfür dienen die Rohre *f* (Abb. 337), deren untere gekrümmte Querarme *g* in den Schacht ragen, die aber, sobald die Auskleidung unten ankommt, nach außen geschwenkt werden, so daß sie in den Ringraum zwischen Wandung und Gebirgstoß zu liegen kommen und hier zutage gezogen werden können. Nachdem der Tragring sich auf die Schachtsohle aufgesetzt hat, wird die solange für die Spülung benutzte Tontrübe durch eine spezifisch schwerere Schlämmkreidetrübe ersetzt und diese nicht allein durch die Spülrohre *f*, sondern auch durch das Rohr *d* zugeführt. Auf diese Weise geht ein Schlämmkreide-Spülstrom unter dem falschen Boden *c* hinweg durch die Löcher *e* und steigt in dem Ringraum zwischen Auskleidung und Gebirge wieder empor. Schlämmkreidetrübe ist gewählt, weil sie die Eigenschaft besitzt, durch ihre Anwesenheit das Abbinden des später einzuspülenden Zementes nicht zu hindern. Nachdem der Schacht von Schlamm und Tontrübe befreit ist, beginnt man mit dem Zementieren, indem man zunächst Zementmilch auf den bisher für die Schlämmkreidetrübe benutzten Wegen einführt. Sobald sich in dem Ringraume zwischen Auskleidung und Gebirge ein Zementniederschlag zu bilden beginnt, zieht man die Rohre *f* hoch, unterbricht auch die Spülung durch das mittlere Rohr *d* und spült nun eine Betonmischung durch besondere Rohre ein, die entsprechend der Auffüllung des Raumes mit Beton allmählich hochgezogen werden.

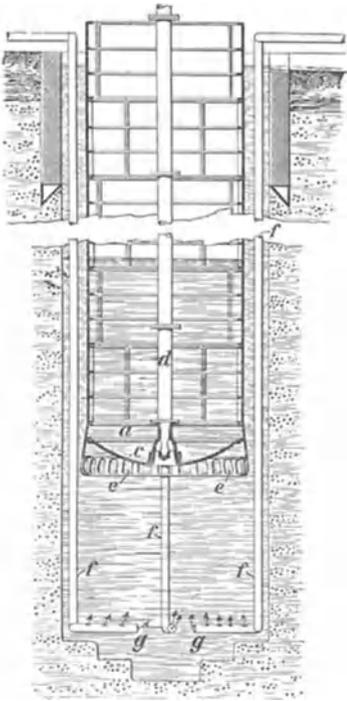


Abb. 337. Einlassen der Schachtauskleidung nach Stockfisch.

Auf dem Schachte II der Gewerkschaft Diergardt hat das Betonieren des 88 m tiefen und 3 m weiten Schachtes nur drei Stunden in Anspruch genommen. Der Wasserabschluß war völlig gelungen. Das Weiterabteufen konnte mit Unterhängen der Gußringe erfolgen, zu welchem Zwecke der unterste Tragring konisch sich erweiterte. Abb. 336 zeigt links unten, wie der nächste Ring *i* an den Flansch *h* gehängt wird.

87. — Das Zänslersche Verfahren<sup>1)</sup>. Das mit sehr einfachen Hilfsmitteln arbeitende Zänslersche Schachtbohrverfahren ist für enge Versuchschächte von etwa 800—1200 mm lichter Weite in lockerem Gebirge bestimmt und hat im Braunkohlenbergbau vielfach Anwendung gefunden. Gebohrt wird mit Schappe und Greifer im toten Wasser. Der Schacht wird mit schmiedeeisernen, autogen verschweißten Rohrschüssen von 10 mm Wand-

<sup>1)</sup> Braunkohle 1928, Nr. 51, S. 1141 u. f.; Diehl: Das Schachtbohrverfahren nach Zänslers; — ferner s. Bd. I, 6. Aufl., S. 96.

stärke, die fernrohrartig ineinander geschoben werden, ausgekleidet. In rolligem, zu Nachfall neigendem Gebirge folgt der Blechzylinder unmittelbar dem Bohrfortschritt. In standfesterem Gebirge wird der Zylinder erst nach Erreichen der vorgesehenen Teufe eingelassen. Mit jedem neuen Rohrsatz nimmt der lichte Schachtdurchmesser um etwa 100 mm ab.

## V. Das Gefrierverfahren.

### a) Einleitung.

88. — **Geschichtliches.** Schon in den vierziger Jahren des vorigen Jahrhunderts bediente man sich in Sibirien beim Abteufen kleiner Schächte, mit denen man an die vom Schwimmsand bedeckten Goldseifen zu gelangen suchte, der Hilfe des natürlichen Frostes. Nachdem das Schächtchen durch die Frostdecke bis nahe an deren untere Grenze abgeteuft war, wurde es abwechselnd 2—3 Tage lang der Einwirkung der natürlichen Kälte ausgesetzt und sodann wieder um etwa 15—20 cm vertieft. In drei Wochen kam man dabei ungefähr 1 m vorwärts.

Künstliche Kälte wurde beim Schachtabteufen zum ersten Male im Jahre 1862, und zwar in England (Wales) beim Durchteufen einer nahe unter Tage befindlichen Schwimmsandschicht, angewandt, indem man die Schachtsohle durch ein eingelegtes Schlangenrohr, das von künstlich abgekühlter Salzlauge durchflossen wurde, zum Gefrieren brachte und, nachdem dies geschehen war, vertieft. Man vollendete die Durchteufung der Schwimmsandschicht, indem man das Verfahren mehrfach absatzweise wiederholte<sup>1)</sup>.

Poetsch aus Aschersleben trat mit seiner Erfindung im Jahre 1883 an die Öffentlichkeit.

89. — **Wesen und Anwendbarkeit des Poetschschen Verfahrens im allgemeinen.** In einem gewissen Abstände von dem äußeren Umfange des abzuteufenden Schachtes werden Bohrlöcher in Entfernungen von etwa 0,9—1,0 m voneinander durch die zu durchteufenden, wasserreichen Schichten bis ins wassertragende Gebirge abgebohrt und sodann durch unten geschlossene Rohre (Gefrierrohre) ausgekleidet. In diese Rohre hängt man engere, unten offene Rohre (Einfallrohre) so weit ein, daß ihre Mündung sich nahe über dem Boden der Gefrierrohre befindet. Eine tief herabgekühlte Flüssigkeit (der Kälteträger) wird durch die Einfallrohre heruntergeführt und steigt in den ringförmigen Räumen zwischen Einfall- und Gefrierrohren wieder in die Höhe, indem sie hierbei ihre Kälte an das umgebende Gebirge abgibt und diesem Wärme entzieht. Über Tage wird der Kälteträger durch eine Kältemaschine von neuem abgekühlt, um im Kreislaufe wieder nach den Einfallrohren geführt zu werden. So entsteht, wie in Ziff. 104 näher ausgeführt wird, ein fester Frostzylinder, innerhalb dessen der Schacht unter fortdauernder, weiterer Kältezufuhr in gewöhnlicher Weise mit Hand abgeteuft wird, wobei die unverritzte, äußere, 2—4 m starke Frostwand den

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. gesamte Kälteindustrie 1898, S. 59; F. Schmidt: Die Benutzung des Gefrierverfahrens zur Ausführung bergmännischer Arbeiten.

Schacht gegen Wasserdurchbrüche schützt. Spätestens nach Erreichen des wassertragenden Gebirges wird der Schacht wasserdicht ausgekleidet, worauf die Kältezufuhr beendet wird und die Rohre gezogen werden.

Das Verfahren hat den Vorteil, daß es in gleicher Weise sowohl für lockeres als auch für festes wasserführendes Gebirge anwendbar ist, so daß es das Senkschachtverfahren ebenso wie das Schachtbohrverfahren ersetzen kann. Der Erfolg wird gefährdet, wenn das Gefrieren der unterirdischen Wasser erschwert ist, sei es, daß diese warm oder stark salzig sind oder daß sie infolge von Grundwasserströmungen oder infolge irgendeiner künstlichen, ständigen Wasserentziehung sich in Bewegung befinden. Das Tiefkälteverfahren (s. Ziff. 97) hat freilich auch für solche Fälle neue Aussichten eröffnet.

Das Poetschsche Verfahren wurde im Jahre 1883 zum ersten Male durch Poetsch selbst auf Grube Archibald bei Schneidlingen mit Erfolg angewandt. Freilich gelang es in der Folge dem Erfinder nicht, die ersten mit der Einführung des Verfahrens verbundenen Schwierigkeiten zu überwinden.

### b) Tagesanlagen und vorbereitende Arbeiten.

90. — Tagesanlagen, Vorschacht, Bohr- und Fördergerüst. Die Tagesanlagen für das eigentliche Abteufen im Frostzylinder unterscheiden

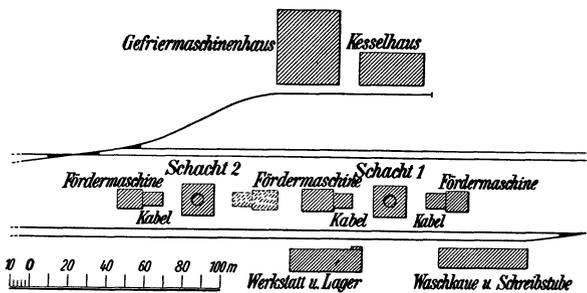


Abb. 338. Tagesanlagen für das Abteufen eines Doppelschachtes nach dem Gefrierverfahren.

sich, wie die Abb. 338 zeigt, nicht erheblich von denjenigen für das gewöhnliche Abteufen, so daß hier nicht näher darauf eingegangen zu werden braucht. Zu diesen Tagesanlagen kommt aber noch in einem besonderen Gebäude das Gefriermaschinenhaus als

Kälteerzeugungsanlage. Die Kälteerzeugung wird in den Ziffern 94—100 besonders besprochen werden.

Das Abteufen nach dem Gefrierverfahren wird, falls der Grundwasserspiegel sich nicht ganz nahe unter der Tagesoberfläche befindet, in der Regel mit der Herstellung eines Vorschachtes begonnen, den man mit Hand so tief niederbringt, daß seine Sohle bei den Schwankungen des Grundwasserspiegels trocken bleibt. Diesem Vorschachte gibt man einen so großen Durchmesser, daß der Gefrierrohrkreis (d. i. der Kreis, auf dem die Gefrierbohrlöcher angesetzt werden) darin Platz findet und auch noch Raum für den Ansatz etwaiger Ersatzbohrlöcher etwas außerhalb dieses Kreises bleibt.

Der Vorschacht bietet die Annehmlichkeit, daß man für das Abbohren der Bohrlöcher und das Einlassen und Ziehen der Rohre freie Höhe gewinnt und daß in ihm die Verbindungen der Gefrier- und Einfallrohre mit den Leitungen für die Kälteflüssigkeit untergebracht werden können, so daß die Rasenhängebank frei und von allen Seiten zugänglich bleibt.

Über dem Vorschachte wird das Bohrgerüst errichtet, das in der Regel später auch für die Förderung beim Abteufen benutzt wird. Damit alle Bohrlöcher vom Gerüste aus beherrscht werden können, muß dieses so geräumig

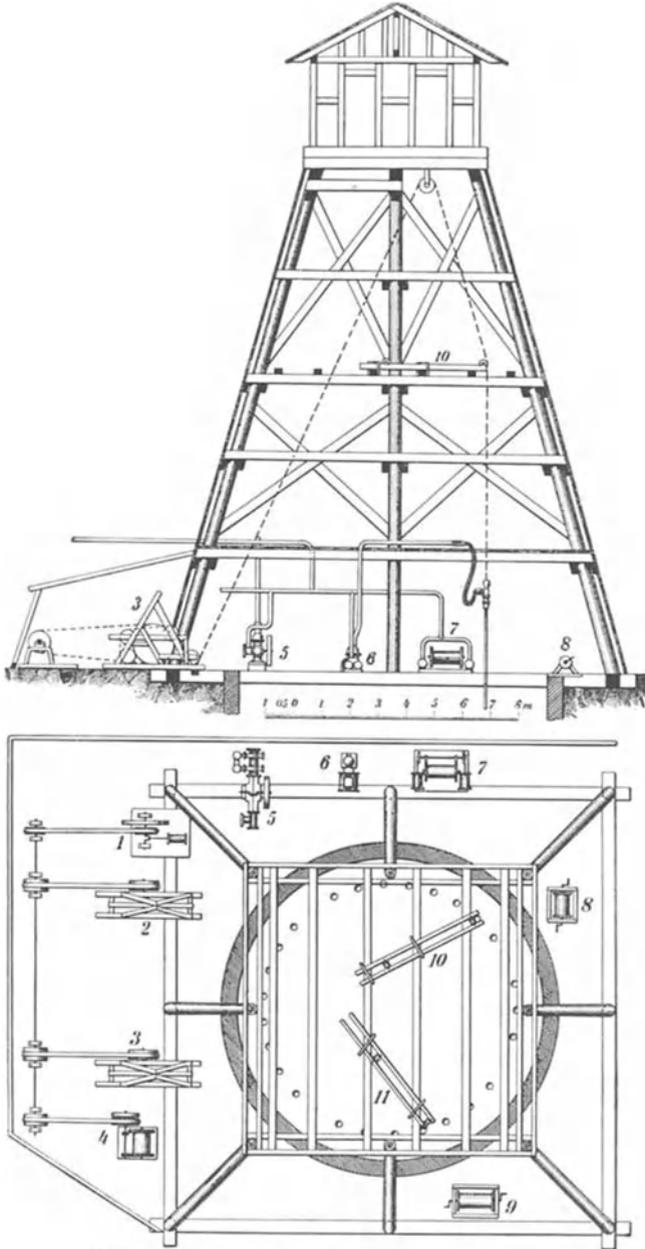


Abb. 339. Bohr- und Fördergerüst für Gefrierschächte.

sein, daß seine quadratische Grundfläche den ganzen Vorschacht und damit den gesamten Bohrlochkreis umfaßt. Demgemäß pflegt man das Gerüst aus langen und starken Hölzern aufzubauen, etwa wie dies Abb. 339 veranschaulicht.

Im Gerüste oder in einem seitlichen Anbau stehen 2—3 Bohrvorrichtungen (2,3), von denen aus die Bohrseile über Rollen geführt und mit Hilfe von verstellbaren Führungsschlitten (10,11) über die einzelnen Bohrlöcher geleitet werden können. Eine Antriebsmaschine (1), eine den Bohrvorrichtungen entsprechende Anzahl von Spülwasserpumpen (5,6) und Handhaspeln (8,9), sowie ein Dampfkabel (7) und ein Haspel (4) vervollständigen die Bohrausrüstung des Turmes.

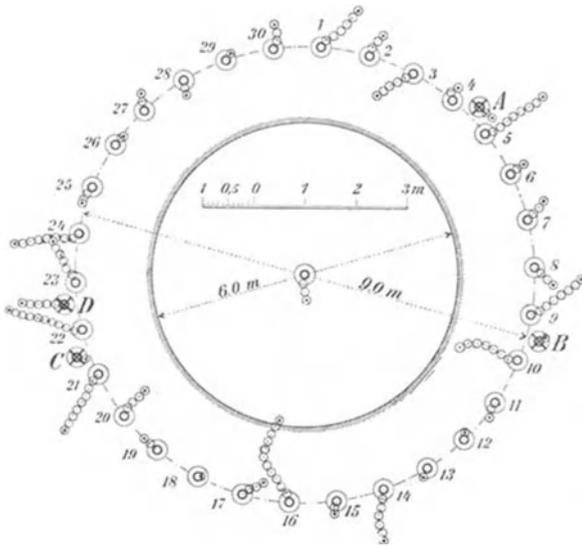


Abb. 340. Gefrierrohrkreis mit grundrißlicher Darstellung der Bohrlochabweichungen bei einem 130 m tiefen Schachte. (A—D sind Ersatzbohrlöcher.)

Der Abstand des Bohrlochkreises von dem in Aussicht genommenen Umfange des Schachtes schwankt je nach der Teufe des Schachtes und der Stärke der erforderlichen Frostwand zwischen 1,5 und 3,5 m, der Abstand der Bohrlöcher untereinander zwischen 0,75 und 1,5, in der Regel zwischen 0,9 und 1,0 m (vgl. Abb. 340).

Die Herstellung der Bohrlöcher erfolgt in der Regel mit dem Meißelbohrer durch Schnellschlagbohrung, da diese Bohrweise die billigste ist und die Löcher hierbei auch am wenigsten aus dem Lote kommen. Jedoch empfiehlt es sich, ein oder mehrere Bohrlöcher entweder trocken mit der Schappe oder, falls das Gebirge zu fest ist, mit der Diamantkrone abzubohren, um aus den Gebirgsproben sich unmittelbar ein Bild von den zu erwartenden Gebirgschichten machen zu können.

Die Bohrlöcher werden, insoweit das Gebirge es erfordert, vorläufig verrohrt. Wo es angängig ist, läßt man jedoch die Verrohrung fort und sucht die Bohrlochstöße durch Dickspülung vor dem Hereinbrechen zu schützen. Die Dickspülung soll mindestens ein spezifisches Gewicht von 1,3

Sind die Bohrarbeiten beendet, so erhält der Turm Seilscheiben und wird für die Kubelförderung mit Seilleitungen und Kippvorrichtung versehen.

91. — Die Anordnung und Fertigstellung der Bohrlöcher. Die Bohrlöcher werden gewöhnlich in einem Kreise um den abzuteufenden Schacht angeordnet. Der Abstand

haben, da sonst leicht Hohlräume dadurch entstehen, daß Sand in das Bohrloch strömt und mit dem Spülstrom zutage gefördert wird. Die Spültrübe soll auch beim Durchbohren von festen Schichten, die im Schwimmsand liegen, nicht verdünnt werden. Sobald die Löcher die erforderliche Teufe erhalten haben, werden die an ihrem unteren Ende durch Zusammenschweißen geschlossenen Gefrierrohre eingelassen und danach die Bohrröhre gezogen, soweit dies möglich ist.

Von dem senkrechten und annähernd parallelen Niederbringen der Bohrlöcher hängt der Erfolg des ganzen Verfahrens ab. Vor allem ist darauf zu achten, daß die obersten Führungsrohre genau senkrecht eingesetzt und so bis zu einer Teufe von mindestens 20—25 m heruntergebracht werden. Zweckmäßig wird auch weiterhin vorsichtig und langsam gebohrt und etwa alle 50 m abgelotet, namentlich wenn verschieden harte Schichten auftreten. Die hierbei aufgewandte Sorgfalt wird sich gut bezahlt machen. Weichen die Löcher allzusehr aus der Senkrechten ab und klaffen infolgedessen die Entfernungen zwischen zwei benachbarten Löchern zu weit, so wird hier der Frostkörper sich nicht schließen, so daß Wasserdurchbrüche unvermeidlich sind, sobald sich das Abteufen dieser Stelle nähert. Es muß deshalb jedes einzelne Gefrierrohr sorgsam mittels eines Neigungsmessers abgelotet und sein Verlauf festgestellt werden (zu vgl. Bd. I unter: „Tiefbohrung, Überwachung des Bohrbetriebes“). Abweichungen aus der Senkrechten um 1—2% der Bohrlochteufe sind trotz aller Vorsicht beim Einbau der Führungen nicht ausgeschlossen. In Ausnahmefällen sind aber auch Abweichungen bis zu 10% der Bohrlochteufe festgestellt worden. Wird die Entfernung zweier Nachbarlöcher voneinander zu groß, so werden Ersatzbohrlöcher gestoßen und ebenfalls mit Gefrierrohren ausgerüstet. Abb. 340 zeigt grundrißlich den Verlauf der Bohrlöcher (I—30) und einiger Ersatzlöcher (A—D) bei einem mittels des Gefrierverfahrens niederzubringenden Schachte von 130 m Teufe, wobei die kleinen Kreise den Stand der Bohrlöcher in den verschiedenen Teufen andeuten.

Die regelmäßige Überwachung des Bohrbetriebes durch Ablotung der Bohrlöcher bietet aber auch verschiedene sonstige Vorteile. Zunächst gibt sie die Möglichkeit, gegebenenfalls das Bohrloch wieder in die beabsichtigte Richtung zu zwingen. Es geschieht dies durch einseitig offene Keilrohre (Abb. 341), die in das Bohrloch bis zu der Teufe, wo die Ablenkung beginnen soll, eingelassen werden und den Bohrmeißel bei Fortsetzung der Bohrarbeit nach der offenen Seite drängen. Abb. 342 zeigt die Beeinflussung eines Loches durch ein bei 200 m Tiefe eingebautes Keilrohr. Auch empfiehlt es sich, die Bohrlöcher nicht in ununterbrochener Reihenfolge, sondern beispielsweise zunächst das erste, dritte und fünfte Loch zu stoßen, um sodann je nach dem Ver-

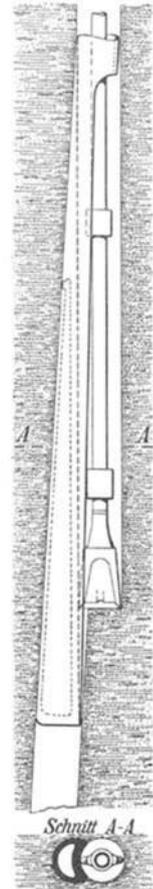


Abb. 341. Keilrohr.

laufe dieser Löcher das zweite und vierte Loch anzusetzen und deren Verlauf durch Keilrohre zu beeinflussen.

Verläuft ein Loch in die Schachtscheibe (Abb. 340, Bohrloch Nr. 16), so muß bei Annäherung an das Rohr vorsichtig vorgegangen werden, um es nicht zu verletzen und Lauge austreten zu lassen. Das Rohr muß, wenn es durch das Abteufen freigelegt wird, außer Betrieb gesetzt und abgehauen werden. In der Regel bleibt die Außerbetriebsetzung eines oder mehrerer Rohre während des Abteufens ohne nachteilige Folgen, da die übrigbleibenden Rohre zur Erhaltung der geschlossenen Frostmauer genügen.

Gehen Bohrlöcher so weit aus dem Rahmen des Schachtquerschnittes heraus, daß die von ihnen ausgehende Kältewirkung die Frostwand des Schachtes nicht mehr erreichen würde, so wäre es zwecklos, in ihnen hier die Kälteflüssigkeit noch umlaufen zu lassen. Man senkt deshalb die Einfallrohre für die Kälteflüssigkeit nur so tief ein, wie von den einzelnen Bohrlöchern noch eine Wirkung auf die Schachtfrostwand zu erwarten ist. Auf diese Weise kann man erheblich an Betriebskosten für die Kälteerzeugung sparen.

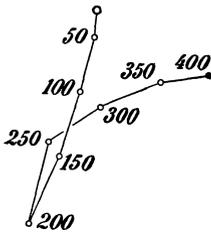


Abb. 342.  
Beeinflussung eines Bohrloches durch ein Keilrohr.

92. — Die Gefrierrohre. Der lichte Durchmesser der Gefrierrohre schwankt zwischen 100 und 140 mm, die Wandstärke ist 6—8 mm. Nachgiebige Verbindungen der Gefrierrohre zum Zwecke des Längenausgleichs bei Temperaturschwankungen werden nicht mehr eingebaut. Der für die Gefrierrohre jetzt verwendete Werkstoff ist so elastisch, daß er die auftretenden

Längenschwankungen aufzunehmen in der Lage ist.

Von besonderer Wichtigkeit ist die Dichtigkeit der Rohrverbindungen. Die Gefrierrohre werden teils verschraubt, teils zusammengeschweißt. Tritt die Kälteflüssigkeit durch Undichtigkeiten der Gefrierrohre aus, so bilden sich sog. „Laugennester“ (der Name rührt von der zumeist als Kälteflüssigkeit gebrauchten Lauge her, s. Ziff. 98), in denen das Gebirge weich bleibt und nicht gefriert. Solche Laugennester sind öfters, namentlich in den ersten Jahren der Anwendung des Verfahrens, die Ursache von Wasserdurchbrüchen in den Schacht gewesen. Die Prüfung auf die Dichtigkeit der Rohrverbindungen muß deshalb mit äußerster Sorgfalt geschehen. Sie erfolgt während des Einlassens der Gefrierrohre, indem immer wieder nach Aufsetzen eines Rohres der ganze eingelassene Rohrstrang einer Wasserdruckprobe unterworfen wird. Der dabei angewandte Überdruck liegt 10—20 Atmosphären höher, als der Druck beträgt, den die Gefrierrohre während des Betriebes auszuhalten haben. Wird der Druck der Kälteflüssigkeit z. B. 200 m Wassersäule betragen, so muß man die untersten, zuerst eingelassenen Rohre mit 30—40 at drücken, kann aber nach oben diesen Druck allmählich vermindern, bis nach Einbau des obersten Rohres die Prüfung nur noch mit dem angewandten Überdrucke von 10 bis 20 at erfolgt. Das Abdrücken der Rohre geschieht von einer Bühne des Bohrturmes aus.

Es ist dauernd darauf zu achten, daß keine Kälteflüssigkeit durch Austritt in das Gebirge verlorengeht. Sinkt der Spiegel der Kältelauge



Abb. 343.  
Gefrier- und  
Fallrohr nebst  
Kopfstück,  
Sammel- und  
Verteilungs-  
ring.

im Verdampfer (s. Ziff. 95), so sind die Leitungen der Bohrlöcher einzeln aus dem Kreislauf auszuschalten, worauf man an dem etwaigen Fallen des Flüssigkeitspiegels im Bohrloche schadhafte Rohrleitungen erkennen kann. Insbesondere kann die Schießarbeit gefährlich werden, falls ein Rohr sich allzusehr dem Schachte nähert. Ein Rohr, das Lauge verliert, ist sofort außer Betrieb zu setzen. Unter Umständen ist dafür ein Ersatzbohrloch zu stoßen.

**93. — Die Einfallrohre und die Laugenverteilung.** In die Gefrierrohre werden die unten offenen Fallrohre, die einen inneren Durchmesser von 26—40 mm und einen äußeren von 34—48 mm besitzen, so weit eingelassen, daß sie nahe über dem Rohrtiefsten endigen. Die Verbindung der Fall- und der Gefrierrohre untereinander und die beiderseitige Verbindung mit der Zufluß- und Abflußableitung der Kälteflüssigkeit erfolgt

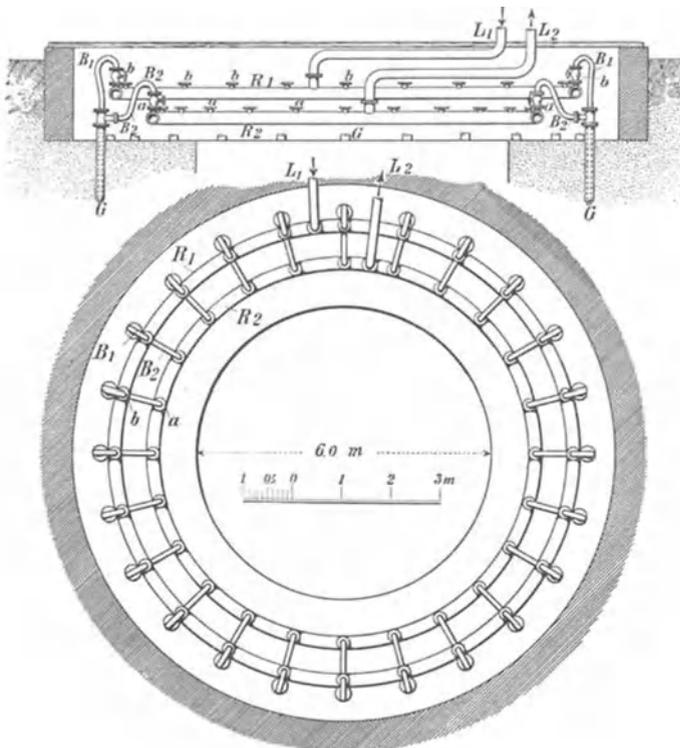


Abb. 344. Verteilungs- und Sammelring mit Anschlüssen über einem Gefrierschachte.

durch das Kopfstück *K* in der durch Abb. 343 veranschaulichten Weise. Die gleichmäßige Verteilung der Lauge auf die einzelnen Bohrlöcher geschieht

durch den Verteilungsring  $R_1$ , der an die von der Kälteanlage kommende Hauptleitung  $L_1$  (zu vgl. Abb. 344) angeschlossen ist und von dem die Verbindungsrohre  $B_1$  nach den sämtlichen Gefrierlöchern hin abzweigen. Durch das Ventil  $b$  kann der Zufluß geregelt werden. Die Abflußleitungen  $B_2$  sind ebenfalls mit einem Abschlußventil  $a$  besetzt und vereinigen sich in ähnlicher Weise zu einem Sammelring  $R_2$ , aus dem die Lauge durch eine gemeinsame Rückleitung  $L_2$  wieder zur Kälteanlage geführt wird. Die an das Kopfstück der Gefrierrohre unmittelbar angeschlossenen Zufluß- und Abflußleitungen bestehen aus Blei, um sie leicht verlegen und in die gewünschte Form bringen zu können.

Der Sammel- und der Verteilungsring besitzen einen kleineren Durchmesser als der Gefrierrohrkreis, liegen also innerhalb des letzteren, damit die Gefrierrohre von oben her stets zugänglich bleiben.

Bei neueren Anlagen hat man auch den Sammelring fortgelassen. Statt dessen läßt man die Abflußleitungen frei in einen Sammelkasten ausgießen, an den die Rückleitung zur Kälteanlage anschließt. Dies Verfahren bietet den Vorteil, daß man mit dem Auge jederzeit die durch die verschiedenen Gefrierrohre fließende Laugenmenge unmittelbar beurteilen kann.

### c) Die Kälteerzeugung.

94. — Die Anlage im allgemeinen. Die Kälte wird in den Kälteerzeugungsanlagen der Gefrierschächte stets durch Verdunstung oder Verdampfung von Flüssigkeiten mit niedrigem Siedepunkt erzeugt, wobei die Verdampfungswärme der Umgebung der verdampfenden Flüssigkeit entzogen wird. Insbesondere werden als Kälteerzeuger Ammoniak oder Kohlensäure in flüssigem Zustande benutzt. Die entstandenen, kalten Dämpfe werden wiederum verdichtet. 1 kg Ammoniak, das bei  $+ 15$  bis  $+ 20^\circ$  C verdampft, verbraucht hierbei etwa 290 Wärmeeinheiten (WE), erzeugt also eine entsprechende Kältemenge; 1 kg Kohlensäure erfordert bei der Verdampfung unter derselben Temperatur etwa 35 WE. Dagegen liegt der für die erreichbaren tiefsten Temperaturen maßgebende Siedepunkt bei der  $\text{CO}_2$  niedriger (s. Ziff. 96.) Um die zum Verdampfen des Kälteerzeugers erforderliche Wärmemenge dem Gebirge zu entziehen, bedient man sich der Vermittlung des Kälteerzeugers. Es ist dies eine schwer gefrierbare Flüssigkeit (z. B. Chlormagnesiumlauge, Chlorkalziumlauge, Alkohol), die im „Refrigerator“ Wärme an den verdampfenden Kälteerzeuger abgibt und sie ihrerseits wieder dem Gebirge entnimmt. Da der Ersparnis halber sowohl der Kälteerzeuger als auch der Kälteerzeuger bei dem Verfahren immer von neuem benutzt werden, kann man bei jedem von einem geschlossenen Kreislaufe sprechen. Beide Kreisläufe stehen durch Austausch der Temperaturen in Wechselwirkung.

Für das Verfahren ist außerdem noch Kühlwasser zur Aufnahme der bei der Verdichtung der kalten Dämpfe entstehenden Verdichtungswärme und der bei der Verflüssigung frei werdenden Verdampfungswärme erforderlich. Das Wasser wird Pumpanlagen oder Wasserläufen entnommen und fließt erwärmt wieder ab. Bei Mangel an frischem, kaltem Wasser wird das erwärmte Wasser wiedergewonnen und zur erneuten Verwendung gekühlt, so daß es in diesem Falle auch einen Kreislauf macht.

Bei diesen Vorgängen beruht die Kälteerzeugung in letzter Linie darauf, daß die bei der Verflüssigung des Kälteerzeugers und bei der Kompression entstehende Wärme ununterbrochen vom Kühlwasser gebunden und fortgeführt und daß dafür eine entsprechende Wärmemenge dem Kälteträger und durch seine Vermittlung dem Gebirge entzogen wird.

95. — Der Kreislauf des Kälteerzeugers. Vier Vorrichtungen sind es hauptsächlich, die, miteinander durch Leitungen verbunden, diesen Kreislauf bilden, nämlich: Kompressor, Kondensator, Expansionsventil und Refrigerator oder Verdampfer (Abb. 345).

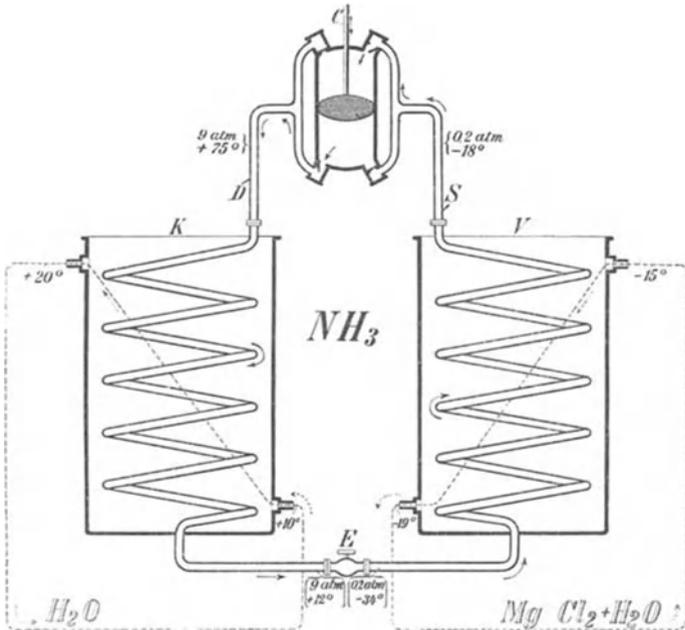


Abb. 345. Schematische Darstellung des Kreislaufes des Ammoniaks, des Kühlwassers und der Chlormagnesiumlauge unter Angabe der Temperatur- und Druckverhältnisse.

Vom Kompressor *C* wird das verdampfte und wieder angesaugte Gas unter starker Erwärmung verdichtet, und zwar wird Ammoniak auf etwa 9 at, Kohlensäure auf 60–75 at Überdruck gepreßt. Das verdichtete und erhitzte Gas wird nun zum Kondensator *K*, einem vom Kühlwasser durchflossenen, zylindrischen Behälter, gedrückt und durchfließt diesen von oben nach unten in mehreren parallel geschalteten Schlangenrohren. Das Kühlwasser tritt unten ein und fließt oben ab, so daß es im Gegenstrom die Gasrohrleitung bestreicht und das jeweils kälteste Wasser auf die bereits abgekühlten Rohre trifft. Ein Rührwerk, das von oben her mittels Kegelradvorgelege angetrieben wird, setzt das Wasser in eine kreisende Bewegung.

Solche Kondensatoren heißen geschlossene oder Tauchkondensatoren. Neben diesen gibt es auch Riesekondensatoren, bei denen die Abkühlung und Verflüssigung des Kälteerzeugers in frei liegenden, von

herabrieselndem Wasser umspülten Schlangenrohren bewirkt wird. Die ersteren Kondensatoren beanspruchen geringeren Raum und gestatten eine bessere Ausnutzung des Kühlwassers. Doch ist sowohl ihre Reinigung von Schlamm und Kesselstein als auch die Auffindung von Undichtig-

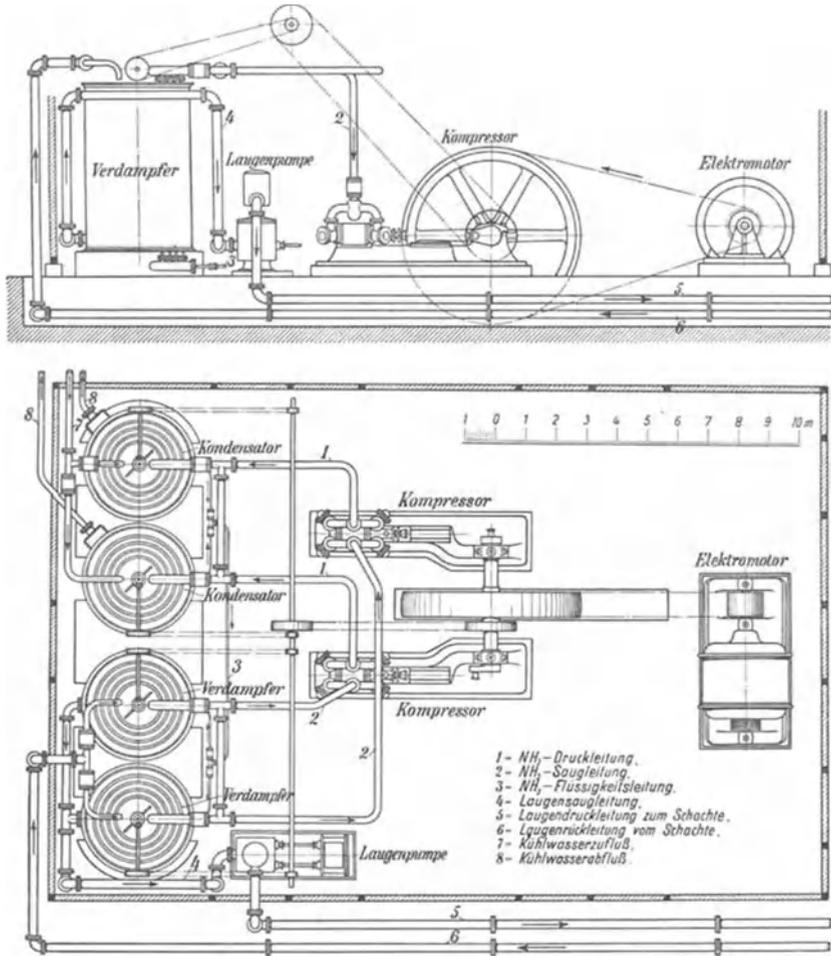


Abb. 346. Anordnung einer Kälteerzeugungsanlage.

keiten in den Rohrschlangen schwieriger und zeitraubender. Die Rieselkondensatoren vermeiden diese Nachteile und gestatten bei allerdings größerem Wasserverbrauch eine sehr kräftige Kühlung, so daß sie namentlich beim Tiefkälteverfahren gern Anwendung finden.

Unter der Einwirkung des Druckes einerseits und der niedrigen Temperatur des Kühlwassers andererseits wird das Gas flüssig und fließt so dem Expansionsventile *E* (Abb. 345) zu. Durch dieses strömt die Flüssigkeit

in denjenigen Teil der Rohrleitung, der bereits wieder unter der Saugwirkung des Kompressors steht, und zwar gelangt sie zunächst in den Refrigerator oder Verdampfer *V*. Der Überdruck geht hier bei Benutzung von Ammoniak auf 0,2—0,5 at und bei Verwendung von Kohlensäure auf etwa 8 bis 12 at zurück. Die plötzlich eintretende Druckentlastung hat eine lebhafte Verdampfung und eine damit verbundene, durch Wärmeentziehung entstehende, starke Abkühlung des Kälteträgers zur Folge.

Der Verdampfer (Refrigerator) ist ähnlich wie der Kondensator mit konzentrisch in Parallelschaltung angeordneten Schlangenrohren, die von unten nach oben von dem verdampfenden Gase durchflossen werden, ausgerüstet. Die Kälteflüssigkeit tritt im Gegenstrom oben ein und fließt unten ab. Ein Rührwerk bringt alle Teile der Kältelauge mit den kalten Rohren in Verbindung. Wegen Kälteverluste ist der ganze Behälter ebenso wie die vorerwärmung zu schützenden Rohrleitungen mit einer Wärmeschutzhülle umgeben. Aus dem Verdampfer fließt das noch immer kalte Gas wieder dem Kompressor zu erneutem Kreislaufe zu.

Abb. 346 zeigt die räumliche Anordnung einer Kälteerzeugungsanlage für eine stündliche Leistung von 400000 WE. Die Hauptteile der Anlage sind in der Abbildung bezeichnet.

Da das durch die Kompression erhitzte Gas leicht Schmieröl mit sich fortnimmt, das bei der Abkühlung im Kondensator zu Verstopfungen Anlaß geben kann, baut man zwischen Kompressor und Kondensator gewöhnlich Ölabscheider ein. Auch schaltet man, um eine ausgiebigere Kühlung zu erzielen, bisweilen zwischen Kompressor und Kondensator noch einen Vorkühler ein, in dem die Rohrschlangen in der beschriebenen Weise entweder in einem zylindrischen Behälter oder frei an der Luft vom Wasser umspült werden.

Der Kreislauf des Kälteerzeugers muß, was Temperatur- und Druckverhältnisse betrifft, dauernd und sorgfältig durch Messungen mit Thermometern und Manometern überwacht werden. Würden z. B. die Schlangenrohre des Kondensators durch erhärtete Schmieransätze sich teilweise stopfen, so könnten hier Drosselungen und hinter diesen vorzeitig Expansion und Abkühlung der Gase eintreten. Insbesondere ist ferner darauf zu achten, daß in der Gasleitung zwischen Verdampfer und Kompressor stets noch Überdruck herrscht, damit nicht etwa durch Undichtigkeiten Luft angesaugt wird.

96. — Die verschiedenartige Eignung des Ammoniaks und der Kohlensäure als Kälteerzeuger. Die wichtigsten Eigenschaften des Ammoniaks und der Kohlensäure hinsichtlich ihrer Verwendung für die Kälteerzeugung erhellen aus Abb. 347 und aus folgender Zusammenstellung:

	Kritische Temperatur	Verflüssigung erfolgt bei	Siedepunkt
Ammoniak (NH <sub>3</sub> )	131° C	+ 15° C und 7,1 ata	— 34° C bei 1 ata
		+ 20° " " 8,4 "	— 23° " " 1,5 "
		+ 25° " " 9,8 "	— 18° " " 2 "
Kohlensäure (CO <sub>2</sub> )	31° C	+ 15° " " 52,2 "	— 49° " " 7 "
		+ 20° " " 58,8 "	— 45° " " 8 "
		+ 25° " " 66 "	— 42° " " 9 "

Danach läßt sich Ammoniak bei geringeren Drücken verflüssigen; man kommt bei Temperaturen des Kühlwassers von 15—25° C mit Kompressor- drücken von etwa 9—11 at aus. Die Temperatur, die man bei den ge- wöhnlichen Betriebsverhältnissen ohne Schwierigkeit der Kälteflüssigkeit mitteilen kann, beträgt etwa —22° C. Die tiefste, im Betriebe erreichbare Laugentemperatur ist rund —26° C. Bei Verwendung der Kohlensäure sind die entsprechenden Zahlen 60—80 at und —40 bis —45° C. Hier liegen die tiefsten erreichbaren Laugentemperaturen zwischen —50 und —55° C.

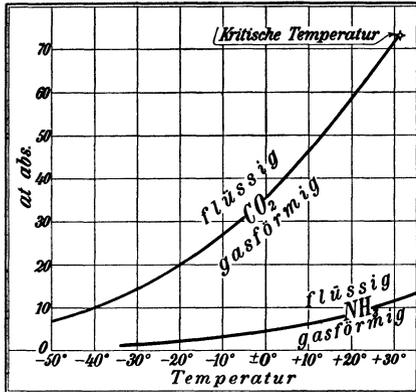


Abb. 347. Das Verhalten von  $\text{CO}_2$  und  $\text{NH}_3$  gegenüber verschiedenen Drücken und Temperaturen.

Wegen der erheblich niedrigeren kritischen Temperatur der Kohlen- säure, oberhalb deren eine Verflü- sigung nicht mehr möglich ist, muß für viel und genügend kaltes Kühl- wasser Sorge getragen werden.

Ammoniak hat den Vorteil, daß man Undichtigkeiten der Maschine und der Leitungen durch den stechen- den Geruch leicht merkt. Ander- seits ist Ammoniak teurer als Koh- lensäure; auch verunreinigt es sich leichter als Kohlensäure mit dem Schmieröl des Kompressors, so daß auf die Ölabscheidung größere Sorg- falt zu verwenden ist.

Insgesamt zieht man Ammoniak der Kohlensäure vor, wenn die Kälteflüssigkeit nicht tiefer als auf —18° bis —20° herabgekühlt werden soll. Will man dagegen mit tieferen Tempera- turen der Kälteflüssigkeit arbeiten, so benutzt man besser Kohlensäure. Namentlich in tiefen Schächten gibt man ihr neuerdings den Vorzug, um jederzeit in der Lage zu sein, das Gebirge tiefer herabzukühlen.

97. — Tiefkälteverfahren<sup>1)</sup>. Der Erfolg des Gefrierverfahrens hängt häufig, namentlich beim Abteufen im Kalisalzbergbau, von der Möglichkeit ab, die im Gebirge enthaltenen Salzlaugen restlos zum Gefrieren zu bringen. Hierbei sind die eigenartigen Verhältnisse, unter denen das Gefrieren von Salzlösungen vor sich geht, zu beachten. Eine Salzlösung gefriert beim Ab- kühlen unter 0° C nicht gleichmäßig, vielmehr scheidet sich je nach dem Salz- gehalt zunächst nur Eis oder Salz ab. Aus einer geringprozentigen Salzlösung beginnt bei einer bestimmten Temperatur unter 0° die Ausscheidung von Eis, wobei sich der Salzgehalt in der verbleibenden Lösung erhöht; das hat ein weiteres Sinken des Gefrierpunktes zur Folge. Es scheidet sich nun so lange Eis aus, bis die Temperatur von —21,2° und ein Salzgehalt von 22,4% erreicht ist. Eine solche Lösung, die man die kryohydratische oder eutektische nennt, ändert bei weiterer Abkühlung ihre Zusammensetzung nicht mehr, sondern erstarrt unter Zerfall in Eis und Salz zu einem innigen Gemisch dieser beiden Bestandteile.

<sup>1)</sup> Glückauf 1927, Nr. 9, S. 293 u. f.; Dr.-Ing. H. Joosten: Das Tiefkälte- verfahren beim Schachtabteufen.

Umgekehrt fällt aus einer hochprozentigen Lösung (über 22,4% Salz) beim Abkühlen zunächst nur Salz aus, bis bei  $-21,2^{\circ}$  ebenfalls der kryohydratische Punkt erreicht ist.

Abb. 348 gibt eine zeichnerische Darstellung dieser Verhältnisse. Daraus ist zu ersehen, daß z. B. in einer 5proz. Kochsalzlösung die Ausscheidung von Eis bei  $-3^{\circ}$  beginnt, daß eine 22,4proz. Lösung bis  $-21,2^{\circ}$  ohne Ausscheidung von Salz oder Eis abgekühlt werden kann und daß aus einer 25proz. Lösung bei  $-12,2^{\circ}$  Salz auszufallen anfängt.

Hieraus ist die Schlußfolgerung zu ziehen, daß reine Steinsalzlösungen, um völlig zu gefrieren, auf eine Temperatur von  $-21,2^{\circ}$  C abgekühlt werden müssen. Die im Gebirge vorhandenen Salzlösungen bestehen aber in der Regel nicht aus reinen Chlornatriumlösungen, sondern besitzen infolge Bei-

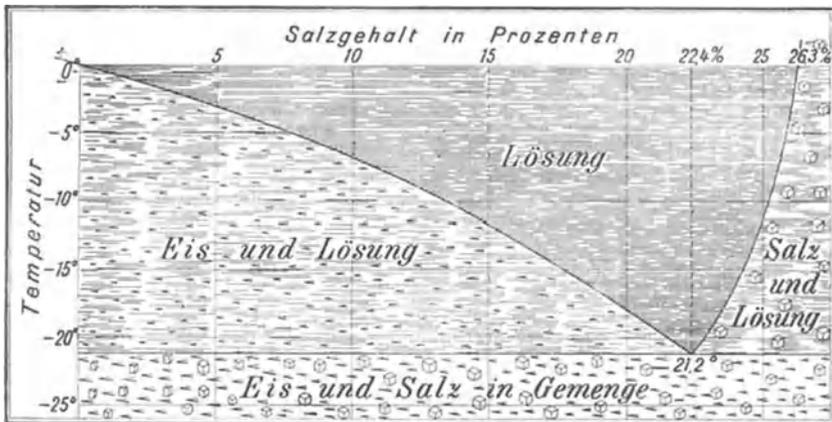


Abb. 348. Das Verhalten einer Salzlösung beim Gefrieren.

mengung anderer Salze einen noch tieferen Gefrierpunkt. Man muß deshalb zum restlosen Ausfrieren der vorkommenden Solen mit Temperaturen von mindestens  $-26$  bis  $-27^{\circ}$  C rechnen und zur sicheren Erzielung dieser Temperaturgrade im Gebirge die Kühllauge unter  $-35^{\circ}$  C abkühlen. Man spricht dann vom „Tiefkälteverfahren“.

Wie aus den in Ziff. 96 angegebenen Zahlen hervorgeht, ist es möglich, diese Temperaturen bei Benutzung der Kohlensäure ohne weiteres zu erhalten. Um sie aber während des Betriebes dauernd sicherzustellen, wendet man zweckmäßig eine besondere Tiefkühlung der Kohlensäure an. Früher benutzte man hierfür eine besondere Ammoniak-Kälteanlage, die die verflüssigte Kohlensäure auf die erforderliche tiefe Temperatur abkühlte. Heute gebraucht man zu diesem Zwecke die Kohlensäure selbst, von der im Kreislauf ein Teil abgezweigt und im Tiefkühler verdampft wird. Die Abb. 349 veranschaulicht das Verfahren. Es ist I der erste Kompressor, der die mit 6 at angesaugte Kohlensäure auf 24 at preßt. Die Kohlensäure wird zunächst in dem Vorkühler  $k_1$  mit Wasser gekühlt, um sodann in dem Hochdruckkompressor II auf 60–70 at gepreßt zu werden. Sie durchstreicht dann den Kühler  $k_2$  und den Nachkühler  $k_3$ , um schließlich verflüssigt in

den Tiefkühler  $k_4$  zu gelangen. Vorher zweigt man einen Teil der Flüssigkeit ab, der dem Expansionsventile  $e_1$  zufließt. Durch die in einigen Rohrspiralen verdampfende Kohlensäure wird eine wirksame Tiefkühlung der durch die übrigen Rohrspiralen fließenden flüssigen Kohlensäure bis auf etwa  $-6^\circ$  erreicht. Mit dieser Temperatur gelangt die flüssige Kohlensäure zum Expansionsventile  $e_2$  und sodann zum Verdampfer  $v$ , in dem ihre Verdampfungswärme zur Abkühlung der Gefrierlauge nutzbar gemacht wird. Auf diese Weise läßt sich die Laugentemperatur auf  $-50^\circ\text{C}$  bringen.

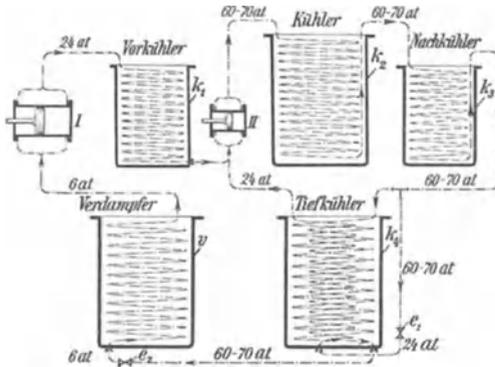


Abb. 349. Veranschaulichung des Tiefkälteverfahrens.

Bei der weiteren Durchführung des Tiefkälteverfahrens ist zu beachten, daß der Abstand der Gefrierbohrlöcher voneinander geringer als beim einfachen Gefrierverfahren zu wählen ist. Auch sind die Abweichungen der Bohrlöcher aus der Senkrechten sorgfältiger zu vermeiden. Die Bohrarbeiten erfordern also mehr Überwachung, Sorgfalt und Zeit. Die Tiefbau- und Kälteindustrie-A.-G. erzielte bei dem einfachen Gefrierverfahren Leistungen von

2000—3000 Bohrmeter je Monat und Schacht, während die durchschnittliche Leistung bei 11 Tiefkälteschächten nur etwa 1000 m betrug. Die Schießerarbeit beim Abteufen muß mit besonderer Vorsicht betrieben werden. Die Lufttemperatur auf der Sohle des Schachtes liegt meist zwischen  $-20$  und  $-27^\circ\text{C}$  und ist etwa  $7^\circ$  höher als die des Gebirges. Um die Temperatur nicht zu tief sinken zu lassen, ist blasende Bewetterung zweckmäßig.

**98. — Die Kälteflüssigkeit und ihr Kreislauf.** Die Kälteflüssigkeit darf bei den in Frage kommenden tiefen Temperaturen weder fest noch auch nur steif werden und darf auch nicht zur Bildung von Ansätzen neigen. Sie darf ferner Leitungen und Pumpe nicht angreifen und soll schließlich möglichst billig sein.

Meistens hat man als Kälteflüssigkeit Chlormagnesiumlauge mit 26%  $Mg\text{Cl}_2$  benutzt, die bei  $-33^\circ$  gefriert. Die tatsächlich angewandten Temperaturen liegen bei dem meist benutzten Ammoniakverfahren nicht so tief und sinken während des eigentlichen Gefrierens auf höchstens  $-22^\circ$  bei der Einströmung in die Fallrohre und  $-17^\circ$  bei der Ausströmung aus den Gefrierrohren. Während des Abteufens kann man in der Regel schon eine Entlastung der Gefriermaschinen eintreten lassen, indem etwas höhere Temperaturen (z. B.  $-18^\circ$  bei der Einströmung und  $-15^\circ$  bei der Ausströmung) für die Erhaltung der Frostmauer zu genügen pflegen. Zur ständigen Überwachung der Laugentemperaturen werden am Kopfe jedes Gefrierrohres Thermometer angebracht.

Chlorkalziumlauge ist teurer, ist aber für das Tiefkälteverfahren gut geeignet, da sie noch bei  $-50^\circ\text{C}$  flüssig bleibt. Man wendet etwa 30 proz.

Lösungen an und setzt zur Erniedrigung des Erstarrungspunktes noch Alkohol zu. Die Tiefbau- und Kälteindustrie-A.-G. verwendet für das Tiefkälteverfahren als Kälte Träger eine Mischung, bestehend aus 85 Teilen Chlorkalziumlauge, 10 Teilen Chlormagnesiumlauge und 5 Teilen Methylalkohol<sup>1)</sup>. Neuerdings wird auch eine aus Metallsalzlösungen und organischen Bestandteilen bestehende Lauge (die sog. Reinhartinsole) gebraucht, die zwar in der Anschaffung teurer ist, aber im Betriebe sich billiger stellt.

Sehr tiefe Kältegrade lassen sich mit Alkohol allein erreichen, da dieser erst bei  $-112^{\circ}\text{C}$  gefriert. Freilich stellt sich Alkohol am teuersten, auch ist er feuergefährlich.

Als bewegende Kraft in dem Kreislaufe der Kälteflüssigkeit dient eine Pumpe. Der Weg, den die Flüssigkeit macht, führt von dieser zum Verteilungsringe oberhalb des Schachtes und von hier in Parallelschaltung durch die Fallrohre abwärts und durch die Gefrierrohre aufwärts. Infolge der Parallelschaltung der Gefrierrohre fließt jedem die Kälteflüssigkeit mit der gleichen Temperatur zu. Aus den Gefrierrohren gelangt die Kälteflüssigkeit zum Sammelring oder Sammelkasten, sodann weiter zum Verdampfer und schließlich wieder zur Pumpe.

**99. — Der Weg (Kreislauf) des Kühlwassers.** Einen eigentlichen Kreislauf des Kühlwassers braucht man nicht einzurichten, wenn soviel kaltes Wasser, z. B. aus Pumpwerken oder einem Bache, zur Verfügung steht, daß man das erwärmte einfach ablaufen lassen kann. Jedoch darf man Pumpanlagen nicht in der Nähe der Gefrierschächte errichten, um nicht Grundwasserbewegungen, die den Gefrierverlauf stören können, zu veranlassen.

Wenn das Wasser knapp ist, so kühlt man das im Kondensator erwärmte Wasser zurück, indem man es über Kaminkühler oder Dornwände nach Art der Gradierwände laufen läßt und danach wieder benutzt. In diesem Falle besteht auch für das Kühlwasser ein geschlossener Kreislauf, wobei aber dauernd ein Ersatz für die verdunsteten Mengen, die auf 15% geschätzt werden können, zugeführt werden muß.

**100. — Beispiel für den Bedarf an Ammoniak, Chlormagnesiumlauge und Kühlwasser.** Ein Gefrierschacht, der bei 5,5 m lichtigem Durchmesser 200 m Teufe erreichen soll und insgesamt etwa 5000 m Bohrlochslänge erfordert, bedarf etwa 950 kg Ammoniak, 80 000 kg Chlormagnesiumlauge und einer stündlichen Kühlwassermenge von 50 m<sup>3</sup>.

#### d) Theoretische Betrachtungen.

**101. — Berechnung der erforderlichen Wärmeeinheiten.** Die für die Herstellung des Frostzylinders erforderliche Kältemenge läßt sich, wenn auch nur überschläglich und annähernd, berechnen. Die Kältemenge entspricht nach den obigen Ausführungen der dem Gebirge entzogenen und dem Kühlwasser zugeführten Wärmemenge, so daß man die Abkühlungswirkung durch diese Wärmemengen ausdrücken kann. Je nachdem man die eine oder

<sup>1)</sup> Schlägel und Eisen 1923, Nr. 7, S. 121 u. f.; Dr.-Ing. Erlinghagen: Die Entwicklung des Schachtabteufens nach dem Gefrierverfahren während der letzten 20 Jahre.

andere, dem Wesen nach aber gleiche Wirkung meint, spricht man von Frigorien oder Kalorien. Im folgenden soll der allgemeine Ausdruck Wärmeeinheiten (WE) benutzt werden. Da die spezifische Wärme des Wassers = 1, die des Eises = 0,5 und die des festen Gebirges etwa = 0,2 ist, wird die Abkühlung um je 1° C von 1 m<sup>3</sup> Wasser (= 1000 kg) 1000 WE, von 1 m<sup>3</sup> Eis<sup>1)</sup> 500 WE und von 1 m<sup>3</sup> Gebirge, das ein spezifisches Gewicht von 2,6 besitzt,  $0,2 \cdot 2,6 \cdot 1000 = 520$  WE erfordern. Außerdem sind für den Übergang des Wassers in Eis je 1 kg 79 WE notwendig.

Das Gebirge möge in 1 m<sup>3</sup> 1700 kg feste Bestandteile und 300 kg Wasser enthalten. Für die Abkühlung von +10° C auf -10° C sind alsdann je 1 m<sup>3</sup> erforderlich:

$$1700 \cdot 0,2 \cdot 20 + 300 \cdot 10 + 300 \cdot 79 + 300 \cdot 0,5 \cdot 10 = 35000 \text{ WE.}$$

Ein völlig geschlossener Frostzylinder von z. B. 11,3 m Durchmesser und 100 m Höhe, der 10000 m<sup>3</sup> Gebirge umfaßt, würde also zu seiner Herstellung und Abkühlung auf -10° C einer Gesamtleistung von

$$350 \text{ Mill. WE}$$

bedürfen.

Tatsächlich sind aber noch wesentlich höhere Leistungen aufzuwenden, da Leitungs- und Strahlungsverluste auftreten und nicht allein der Frostzylinder, sondern auch das umliegende Gebirge sich abkühlt und diesem während der ganzen Dauer sowohl des Gefrierens wie des Abteufens Kälte zugeführt werden muß. Man kann annehmen, daß die Verluste durch Leitung und Strahlung über Tage etwa 25% und die Kälteverluste an das umgebende Gebirge während der Gefrierdauer etwa 50% der rechnermäßig erforderlichen Kälteleistung betragen, so daß insgesamt während der Gefrierdauer etwa

$$350 + 0,75 \cdot 350 = 612,5 \text{ Mill. WE}$$

abzugeben wären.

Soll der Schacht in 100 Tagen abgefroren sein, so müßten bei den angenommenen Verlusten täglich 6125000 WE und stündlich 255200 WE geleistet werden.

Nach Beginn des Abteufens kommt es nur noch darauf an, die Frostwand zu unterhalten und die Kälteverluste zu ersetzen, so daß eine weit geringere Kältezufuhr als zur Zeit des Gefrierens genügt.

Um nun nicht unnötig große Maschinen in Betrieb zu haben, wird man im vorliegenden Falle beispielsweise drei Kältemaschinen für

$$\begin{array}{r} 160000 \text{ WE} \\ 120000 \text{ WE} \\ 80000 \text{ WE} \end{array}$$

aufstellen können, wovon dann mindestens eine als Aushilfe verbleibt. In der letzten Zeit des Abteufens wird der Betrieb der schwächsten Maschine genügen.

Für tiefere Schächte sind die Kälteleistungen entsprechend zu erhöhen. Beispielsweise rechnet man für einen Schacht von 300—350 m Teufe und 6 m lichter Weite mit Kälteleistungen von stündlich 750000 WE und für einen gleich weiten Schacht von 500 m Tiefe mit solchen von 1000000 WE.

<sup>1)</sup> Das etwas geringere spezifische Gewicht des Eises ist hier nicht berücksichtigt worden.

**102. — Druckfestigkeit des gefrorenen Gebirges.** Über die Druckfestigkeit des gefrorenen Gebirges sind an verschiedenen Stellen mehrfach Versuche angestellt worden. Die Versuchsergebnisse sind freilich nicht bedenkenfrei, weil die durch den Druck erzeugte Wärme nicht so gleichmäßig wie im Gebirge abgeführt werden kann; immerhin sind sie als Vergleichszahlen wertvoll. Im einzelnen wurde hierbei festgestellt, daß die Druckfestigkeit mit sinkender Temperatur wächst und im übrigen von der Art des Gebirges abhängig ist. Ein voll mit Wasser gesättigter und sodann gefrorener, reiner Quarzsand liefert die höchsten Festigkeitszahlen, die von  $20 \text{ kg/cm}^2$  bei  $0^\circ$  auf etwa  $120 \text{ kg/cm}^2$  bei  $-10^\circ$  und auf annähernd  $200 \text{ kg/cm}^2$  bei  $-25^\circ$  ansteigen. Die in Abb. 350 dargestellte Kurve<sup>1)</sup> veranschaulicht den Zusammenhang zwischen Festigkeit und Temperatur des gefrorenen Sandes.

Gefrorener, reiner Ton mit Wasser ergibt Festigkeiten, die nur etwa halb so hoch wie die des gefrorenen Sandes sind, so daß solche Schichten den Erfolg des Abteufens gefährden können. Sandiger Ton und tonige Sande liefern Mittelwerte. Im großen und ganzen wird man für tonig-sandiges Gebirge Festigkeiten annehmen können, die etwa zwei Drittel derjenigen des gefrorenen, reinen Sandes betragen.

Reines Eis, das auch unter Tage, z. B. beim Ausfrieren von Spalten, vorkommen kann, besitzt eine noch geringere Festigkeit. Bei  $-15^\circ$  zersplittert es bereits bei  $18 \text{ kg/cm}^2$  Belastung<sup>2)</sup>.

Sehr geringe Festigkeiten ergibt auch gefrorene Braunkohle<sup>4)</sup>.

Die angegebenen Zahlen treffen nicht zu, wenn man es mit Salzwasser zu tun hat, da gesättigte Sole erst bei rd.  $-22^\circ \text{ C}$  gefriert. Aber auch in diesem Falle kann man bei genügend tiefen Temperaturen noch hohe Druckfestigkeiten des gefrorenen Gebirges erzielen. Z. B. hat die Firma Wegelin & Hübner zu Halle (Saale) bei einem mit vollgesättigter Sole getränkten Sandblock bei  $-47^\circ$  bis  $-49^\circ \text{ C}$  eine Druckfestigkeit von  $188 \text{ kg/cm}^2$  festgestellt.

**103. — Die erforderliche Stärke der Frostwand und die Abteufgrenzen.** An der Hand der Festigkeitszahlen hat man die erforderliche Stärke der Frostwand für die verschiedenen Teufen zu berechnen versucht. Freilich kann jede solche Rechnung wegen der unvermeidlichen Ungleichmäßigkeiten in der Gestalt des Frostzylinders und wegen der je nach der

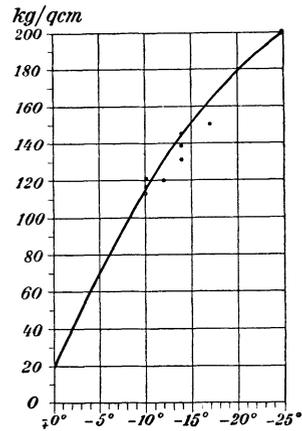


Abb. 350. Druckfestigkeiten gefrorenen Sandes in Beziehung zur Temperatur nach Alby<sup>3)</sup>.

<sup>1)</sup> S. den auf S. 267 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von F. Schmidt; — ferner Zeitschr. d. Ver. d. Ingenieure 1924, Nr. 16, S. 383 u. f.; Erlinghagen: Die Entwicklung des Schachtabteufens nach dem Gefrierverfahren.

<sup>2)</sup> Bericht des Internat. Kongresses f. Bergbau usw. 1910, Düsseldorf; Zaeringer: Das Gefrierverfahren und seine neueste Entwicklung.

<sup>3)</sup> Bull. d. l. soc. de l'ind. min. 1895, 3. sér., tome IX, S. 319 u. f.; F. Schmidt: L'emploi de la congélation etc.

<sup>4)</sup> Glückauf 1910, Nr. 44, S. 1721 u. f.; W. Walbrecker: Versuche und Studien über das Gefrierverfahren.

Temperatur an den verschiedenen Punkten des Frostkörpers verschiedenen Festigkeit nur ganz rohe und stets unzuverlässige Ergebnisse liefern. Es kommt hinzu, daß über die Zunahme des Druckes im schwimmenden Gebirge mit wachsender Tiefe etwas Zuverlässiges nicht bekannt ist. Man wird deshalb mit Recht jede Rechnung anzweifeln müssen. Immerhin ist es nützlich, mangels einer bisher allgemein anerkannten Erfahrungsformel die bekannten Gesetze der Mechanik auf den vorliegenden Fall anzuwenden.

Der Druck, den die Frostwand auszuhalten hat, hängt von der Teufe und dem von dem schwimmenden Gebirge ausgeübten Drucke ab. Letzteren kann man auf etwa das 1,7 bis höchstens das 1,8 fache des der Teufe entsprechenden Wasserdruckes annehmen<sup>1)</sup>. Die Temperatur des Frostkörpers, die ja für seine Druckfestigkeit hauptsächlich maßgebend ist, sinkt von 0° an der äußersten Grenze bis zu etwa —16° bis —17° C unmittelbar an den Gefrierrohren, wobei die Verfahren zur Erzeugung tieferer Kältegrade nicht in Rücksicht gezogen sind. Nach dem Inneren des Schachtes zu steigt sodann die Temperatur bis auf etwa —9° bis —10° unmittelbar am Schachtstoße wieder an. Durchschnittlich wird man also eine Temperatur der Frostmauer von rund —10° annehmen dürfen<sup>2)</sup>. Dieser würde eine durchschnittliche Druckfestigkeit von 120 kg/cm<sup>2</sup> entsprechen.

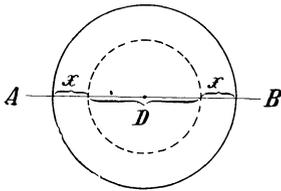


Abb. 351. Veranschaulichung der Frostwandberechnung.

Zur Berechnung der für die Frostwand erforderlichen Stärke soll angenommen werden, daß durch die Frostwirkung ein ganz regelmäßiger, oben und unten den gleichen Durchmesser besitzender Frostzylinder entstanden ist. Denken wir uns den Zylinder durch eine beliebig durch die Seelenachse gelegte Ebene in zwei gleiche Hälften geteilt, so erhalten wir grundrißlich das Bild der Abb. 351, worin der äußere Kreis den Umfang des Frostzylinders, der gestrichelte innere Kreis den Umfang des abzuteufenden Schachtes und die Linie AB die senkrechte Ebene durch die Mitte des Frostzylinders bedeuten<sup>3)</sup>. Entsprechend den auf S. 186 bei der Berechnung der Gußringwandstärke gemachten Ausführungen können wir nun setzen:

$$2x \cdot k = (D + 2x) \cdot H \cdot 1,8$$

worin  $x$  die gesuchte Frostwandstärke in cm,  $k$  die zulässige Beanspruchung in kg/cm<sup>2</sup>,  $D$  den Durchmesser des abzuteufenden Schachtes in cm und  $H$  den Wasserdruck in Atmosphären bedeuten. Um den Druck des schwimmenden Gebirges in die Rechnung einzuführen, ist  $H$  noch mit 1,8 multipliziert. Löst man die Gleichung nach  $x$  auf, so erhält man:

$$x = \frac{D \cdot H \cdot 1,8}{2(k - H \cdot 1,8)}$$

<sup>1)</sup> S. oben S. 186 dieses Bandes.

<sup>2)</sup> Glückauf 1904, Nr. 50, S. 1541 u. f.; H. Joosten: Die neueste Anwendung des Gefrierfahrens auf der Zeche Auguste Viktoria i. W.

<sup>3)</sup> Nach dem in Anm. <sup>1)</sup> angegebenen Aufsätze von H. Joosten; — ferner nach Bergbau 1907, Nr. 38, S. 8 u. f.; Kegel: Das Schachtabteufen nach dem Gefrierverfahren von Poetsch.

In dieser Gleichung wird  $x = \infty$ , wenn der Nenner = 0, d. h.  $k = H \cdot 1,8$  wird. Diese Grenze wird erreicht für gefrorenen Sand und einfache Sicherheit ( $k = 120 \text{ kg/cm}^2$ ) bei 666,7 m Teufe, für zweifache Sicherheit schon bei 333 m, während für tonige Sande und Ton die Grenzen noch darunter liegen.

Wenn man umgekehrt einen zylindrischen Frostkörper von einem bestimmten Durchmesser betrachtet und durch Rechnung feststellt, welcher lichte Durchmesser des Schachtes in den verschiedenen Teufen noch möglich erscheint, so erhält man das Bild der Abb. 352. Der äußere Umfang des Rechtecks stellt einen Frostzylinder von z. B. 20 m Durchmesser dar. In ihm würde man in der Voraussetzung eines sandigen Gebirges bei doppelter Sicherheit den Schacht  $s_1$  und bei einfacher Sicherheit den Schacht  $s_2$  herstellen können. In tonig-sandigem Gebirge mit halber Bruchfestigkeit wäre der Schacht  $t_1$  bzw.  $t_2$  möglich.

Die Prüfung der Rechnungsergebnisse durch tatsächliche Beobachtungen stößt auf Schwierigkeiten. Allerdings sind bereits Schächte etwa bis zu den errechneten Grenzteufen niedergebracht worden, so daß die rechnermäßig sich ergebende, zu geringe Stärke der Frostmauer zu Durchbrüchen des schwimmenden Gebirges hätte führen müssen. Die Widerstandsverhältnisse der Frostwand werden aber durch eine gewisse Nachgiebigkeit des gefrorenen Gebirges verschleiert. Gerät die Gebirgswand nur wenig in Bewegung, so wird das in etwa entstehende Risse eintretende Wasser wegen der hier vorhandenen tiefen Temperatur sofort gefrieren, und die Frostwand bleibt trotz geringer Bewegung dicht. Ein überlasteter, gefrorener Gebirgsstoß von immerhin einigen Metern Dicke wird also in der Regel nicht plötzlich hereinschieben, sondern wohl stets allmählich hereinschieben. Es wird dies dadurch zum Ausdruck kommen, daß der hergestellte Schachtraum in einigen Tagen oder Wochen merklich enger geworden ist. Wenn man dann sofort die Schachtstöße durch untergehängte Gußringe entweder endgültig oder vorläufig (s. Ziff. 110) sichert, so wird man häufig trotz Überlastung der Frostwand noch zum Ziele gelangen. Tatsächlich hat man die angedeuteten Bewegungen der Schachtstöße, ohne daß Gebirgsdurchbrüche eingetreten wären, in tiefen Gefrierschächten feststellen kön-

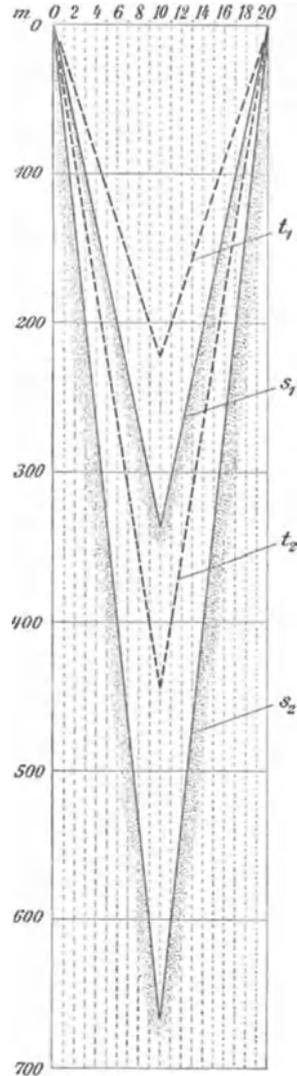


Abb. 352.  
Abnahme des zulässigen Schachtdurchmessers mit der Schachtteufe in einem zylindrischen Frostkörper.

nen<sup>1)</sup>. Allerdings werden hierbei die Gefrierrohre in unliebsamer Weise beansprucht.

Prof. Domke hat eine die geschilderte Fließfähigkeit des gefrorenen Gebirges berücksichtigende Formel für die Frostwandberechnung aufgestellt<sup>2)</sup>, nach der die Anwendung des Gefrierverfahrens eine Grenze in der Teufe findet, wo der senkrechte Gebirgsdruck die Bruchfestigkeit des gefrorenen Gebirges übersteigt. Bei einem wirksamen Drucke des Schwimmsandes von  $1,8 \text{ kg/cm}^2$  würde der Gebirgsdruck in 500 m Teufe  $90 \text{ kg/cm}^2$  betragen. Auch nach dieser Betrachtungsweise scheint also die Anwendbarkeit des Gefrierverfahrens tiefer als 600—700 m kaum möglich.

Ein anderer, schon in Ziff. 91 erwähnter Umstand, der der Anwendbarkeit des Gefrierverfahrens in großen Teufen entgegensteht, liegt in der Schwierigkeit, die Gefrierbohrlöcher genau senkrecht und parallel zueinander abzubohren. Diese Schwierigkeit wächst bei Teufen von 300—400 m zu einem recht bedenklichen Grade an. Durch sorgsames Abloten und Stoßen von Ersatzlöchern kann man den Übelstand mildern, aber nicht ganz beseitigen. Zur Vermeidung dieser Schwierigkeit wurde das Gefrieren in Absätzen vorgeschlagen, das in der Ziff. 115 besprochen ist.

Der tiefste, nach dem Gefrierverfahren in einem Absatze bisher tatsächlich niedergebrachte Schacht ist der Schacht Helchteren-Zolder in der Campine (Belgien), dessen Gefrierteufe 620 m betrug. Nächstem kommen die beiden Zwartbergschächte mit je 560 m in der Campine, die Wallachschächte I und II bei Borth (Niederrhein) mit 547 m Gefrierteufe und die Schächte Waterschey mit 520 und Eysden mit 505 m Gefrierteufe in der Campine. Tiefe deutsche Schächte sind ferner die Lohbergschächte bei Hiesfeld (413 m Gefrierteufe), die Schächte Karl Alexander bei Baesweiler (400 m), ferner Schacht Rhein I bei Dinslaken (335 m) und die Schächte Friedrich Heinrich bei Lintfort (315 m). In zwei Gefrierabsätzen sind bis 502 m Tiefe niedergebracht die Borth-Schächte der Deutschen Solvaywerke.

#### e) Der tatsächliche Gefrierverlauf und das Abteufen.

**104. — Bildung des Frostkörpers.** Sobald die Kälteerzeugung begonnen hat, bedecken sich die Gasleitungen zwischen dem Verdampfer und dem Kompressor und die Laugeleitungen, insbesondere der Verteilungs- und der Sammelring und deren über Tage befindliche Abzweigungen, mit Reif. Das Gebirge gefriert zunächst in gleichmäßigen, kreisförmigen Schichten um die einzelnen Gefrierrohre, bis die so entstehenden Frostzylinder zusammenstoßen und sich zu einem Ringe schließen. Sobald das geschehen ist, schreitet der Frost nach dem Schachtinneren erheblich schneller als nach dem Umfange hin fort, weil im Inneren des Frostringes die Kälteverluste durch Strahlung und durch Erwärmung des benachbarten Gebirges viel geringer als außen sind. Man kann annehmen, daß einer Zunahme der Frost-

<sup>1)</sup> Bergbau 1917, Nr. 33, S. 510 u. f.; W. Landgräber: Das Deckgebirge am unteren Niederrhein und die darin anwendbaren Schachtabteufverfahren.

<sup>2)</sup> Glückauf 1915, Nr. 47, S. 1129 u. f.; O. Domke: Über die Beanspruchungen der Frostmauer usw.

mauerstärke nach innen um 1 m eine Zunahme nach außen um etwa 60 cm entspricht. Abb. 353 stellt dieses allmähliche Fortschreiten des Gefrierens nach der Schachtmitte hin dar. Die einzelnen Kreisviertel zeigen die Froststärke nach verschiedenen, gleichen Zeiten, z. B. 1, 2, 3 und 4 Monaten. Es ist also angenommen, daß nach dieser Frist der Schacht an der Schnittstelle bereits bis zur Mitte gefroren ist.

Wichtiger ist die Frostbildung im senkrechten Schnitt. Bei nicht besonders tiefen Schächten besitzt die aus den Fallrohren tretende Kältelauge unten ihre tiefste Temperatur, so daß sie hier dem Gebirge mehr Wärme als im oberen Teile entziehen wird. Das Gefrieren beginnt also unten, und die Frostwand wird hier zunächst stärker als oben. Abb. 354 zeigt den Gefrier-

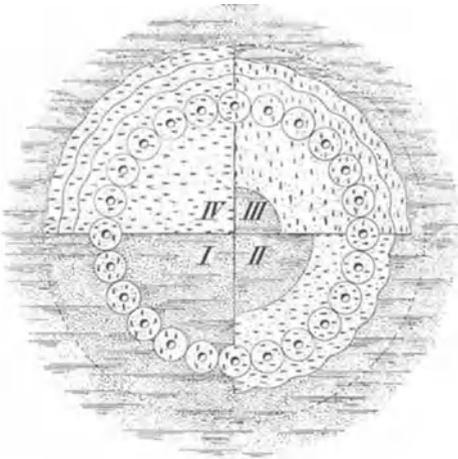


Abb. 353.  
Fortschreiten der Frostkörperbildung eines  
Gefrierschachtes im wagerechten Schnitt.

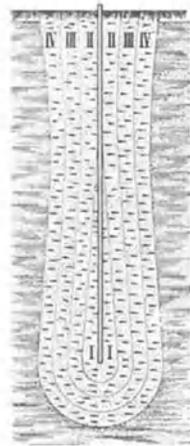


Abb. 354. Bildung des Frostkörpers um ein einzelnes, wenig tiefes  
Bohrloch im senkrechten Schnitt.

verlauf um ein einzelnes Gefrierrohr nach gewissen, etwa gleichen Zeiträumen. Je länger das Gefrieren andauert, um so mehr nimmt auch im oberen Teile die Frostwandstärke zu. Beim Ausfrieren des Schachtinneren wird naturgemäß der Frostkörper unten und oben die Form eines Flaschenbodens annehmen, wobei der ungefrorene Teil sich oben tiefer einsenken, als er unten emporsteigen wird (Abb. 355 b u. c).

In tiefen Gefrierschächten von etwa 400—600 m werden sich andere Verhältnisse herausbilden. Es findet in erheblichem Maße ein Wärmeaustausch zwischen der Fallrohr- und der Steigrohrlauge derart statt, daß erstere erwärmt wird und letztere sich an jener wieder abkühlt. Daraus folgt, daß die Steigrohrlauge im Bohrlochtiefsten eine höhere Temperatur als beim Austritt aus dem Gefrierrohr besitzen wird. Das Gefrieren des Gebirges wird also nach Abb. 356 von oben her beginnen, und die Frostwand wird nach unten hin an Stärke abnehmen. Eine solche Frostwandbildung ist allerdings unerwünscht.

Auf den Schächten Tempest und Vane der Londonderry Colliery (Durham) hat man den Frostkörper in anderer Weise als üblich sich bilden

lassen<sup>1)</sup>. Zunächst wurden nur 2 Bohrlöcher, die im Bohrlochkreise einander gegenüberlagen (Abb. 357), mit der Kältelauge besetzt, wobei diese sofort auf die tiefste zur Anwendung gelangende Temperatur ( $-25^{\circ}\text{C}$ ) gekühlt wurde. Nachdem in den Nachbarlöchern die Temperatur genügend gesunken war, wurden auch sie in den Kreislauf der Kältelauge eingeschlossen, so daß

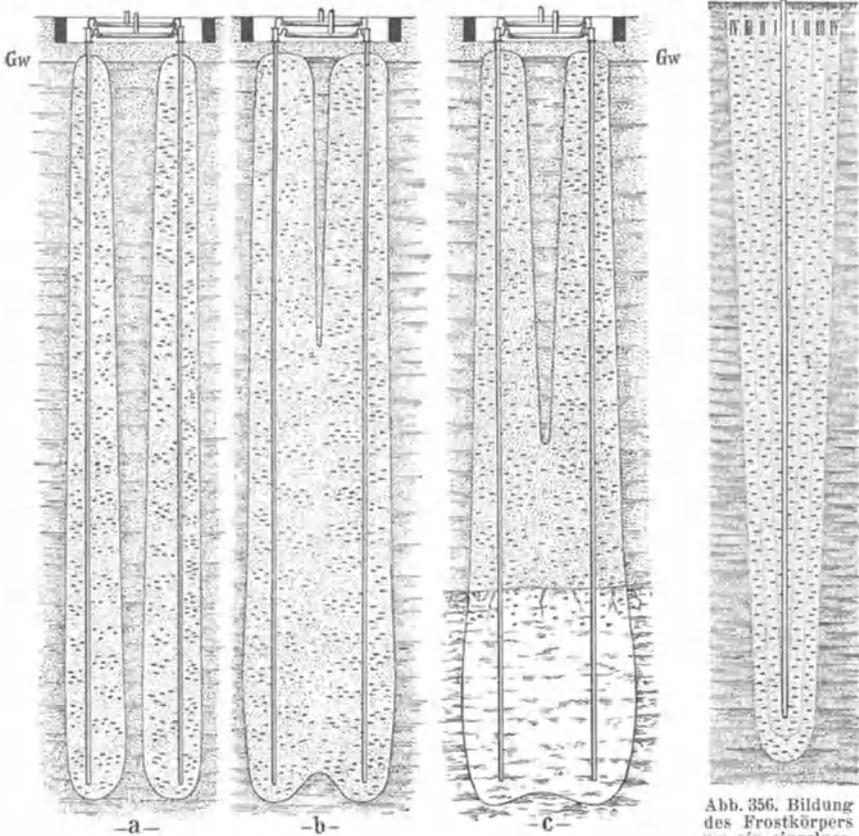


Abb. 355.  
Bildung des Frostkörpers eines Schachtes, dargestellt im senkrechten Schnitt.

Abb. 356.  
Bildung des Frostkörpers um ein einzelnes, tiefes Bohrloch im senkrechten Schnitt.

dann auf jeder Schachtseite 3, insgesamt also 6 Bohrlöcher, besetzt wurden. So fuhr man fort, bis schließlich alle Bohrlöcher an dem Kreislauf der Kältelauge teilnehmen. Das Verfahren bot den Vorteil, daß man in den noch nicht angeschlossenen Bohrlöchern durch fortlaufende Messungen an verschiedenen Punkten das Sinken der Temperaturen genau verfolgen und die sich ergebende Temperaturverteilung erforderlichenfalls beeinflussen konnte. Die Einwirkung auf die Temperaturverteilung erfolgte in den einzelnen Bohrlöchern durch Änderung der Umflußgeschwindigkeit und der Temperatur der Lauge und

<sup>1)</sup> Transact. Inst. of Min. Eng. 1927/28, Bd. LXXV, S. 358 u. f.; J. L. Henrard u. J. T. Whetton: The Sinking of Londonderry Colliery usw.

gelegentlich auch durch Umkehr der Umflußrichtung derart, daß zeitweise die Lauge durch die Gefrierrohre herab- und durch das Innenrohr heraufgeleitet wurde. Als unter solchen Maßnahmen die letzten Bohrlöcher in den

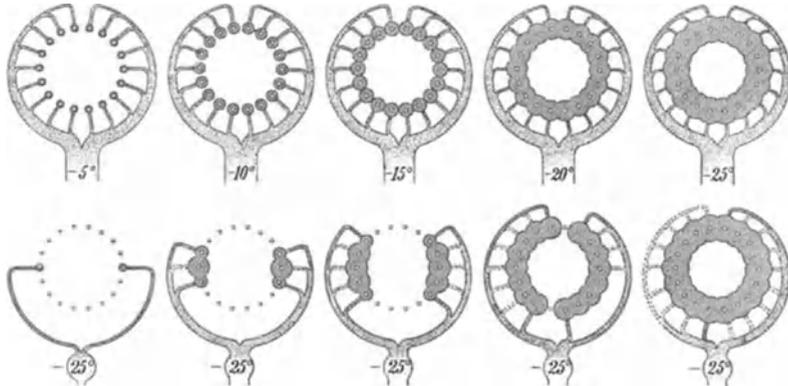


Abb. 357. Die Bildung des Frostkörpers nach dem üblichen Verfahren (oben) und nach einem neuen Verfahren (unten).

Umfluß der Kältelauge eingefügt waren, durfte man, obwohl es sich um salzhaltiges Wasser handelte, die Gewißheit haben, daß der Frostring ringsum ohne Bildung von Solenestern geschlossen war und von oben bis unten eine gleichmäßige Stärke besaß. Die Abteufen selbst verliefen ohne Zwischenfall.

Das Verfahren ist in den letzten Jahren noch in einigen weiteren Fällen mit Erfolg angewandt worden<sup>1)</sup>.

**105. — Beeinflussung der Frostkörperbildung.** Die schon im vorhergehenden Absatz erwähnte Beeinflussung der Temperaturverteilung ist besonders für tiefe Schächte wichtig<sup>2)</sup>. Um auch hier die Frostwirkung hauptsächlich in das Schachttiefste zu lenken, versieht man die Fallrohre mit einem Kälteschutz, indem man ihnen doppelte Wandung mit einem Luftmantel gibt. Die Wirkung dieses Mittels wird erhöht, wenn man gleichzeitig die Fließgeschwindigkeit der Lauge dadurch beeinflußt, daß man nach Abb. 358 dem Fallrohr oben und unten verschiedene weite Querschnitte gibt und dadurch den Umlauf der Lauge in den oberen Teufen beschleunigt und in den unteren verlangsamt. Auf diese Weise gelangt die Fallrohrlauge annähernd mit ihrer Anfangstemperatur in das Schachttiefste, erwärmt sich hier wegen des langsameren Umflusses verhältnismäßig stark und wird sodann im Steigrohre schnell und ohne Gelegenheit zu haben, die aufgenommene Wärme wieder an die Fallrohrlauge abzugeben, nach oben befördert.

Noch mehr kann man die Frostwirkung auf das Schachttiefste dadurch verstärken, daß man den oberen Flüssigkeitspiegel im Gefrierrohre durch

<sup>1)</sup> Rev. univ. d. min. 1931, Nr. 7, S. 185 u. f.; M. Biquet: Où en est actuellement le procédé de fonçage de puits par congélation?

<sup>2)</sup> Glückauf 1921, Nr. 24, S. 553 u. f.; Dr.-Ing. F. Heise und Dr. K. Drekopf: Die Temperaturverhältnisse in den Bohrlöchern eines Gefrierschachtes usw.; — ferner ebenda 1922, Nr. 5, S. 129 u. f. von denselben Verfassern: Die Beeinflussung der Frostwirkung usw.

einen Stopfen (Abb. 359a) oder durch Preßluft, die mittels des durch einen Verschuß eingeführten Röhrens *P* (Abb. 359b) eingeleitet wird, niederdrückt. Im Falle der Abb. 359a kann das Gefrierrohr im oberen Teile durch eine Wärmeschutzmasse ausgefüllt werden.

Das letztere Verfahren hat man öfter bei den in der Schachtmittle niedergebrachten Bohrlöchern mit der Absicht angewandt, nur das Tiefste des Schachtes bis zur Mitte durchfrieren zu lassen und gegen Wasserdurchbrüche von unten zu sichern, während man im oberen Teile des Schachtes auf die Erhaltung des weichen Kernes zur Erleichterung des Abteufens Wert legte. Das Verfahren nach Abb. 359b ist auf dem Schachte des Kalisalzwerkes Niedersachsen bei Wathlingen (Hannover) für alle Gefrierbohrlöcher zeitweise durchgeführt worden, um eine tunlichst hohe Kälte im Schachttiefsten zur Wirkung kommen zu lassen.

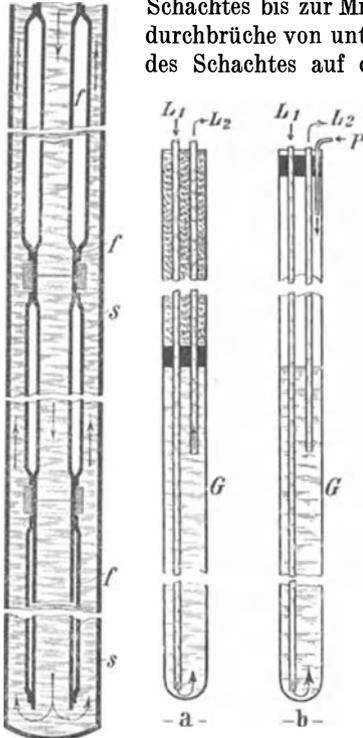


Abb. 358.  
Fallrohr mit  
abgestuftem  
Luftmantel.

Abb. 359.  
Tiefhaltung des  
Flüssigkeitspiegels in  
Gefrierrohren.

Wenn man dagegen den oberen Teil des Schachtes möglichst schnell zum Gefrieren bringen will, so kann man dies dadurch erreichen, daß man die Fallrohre nicht bis in das Tiefste der Gefrierrohre, sondern nur bis etwa zur Hälfte einhängt. Die jeweilig unter dem Einfallrohre in dem Gefrierrohre stehende Lauge nimmt an dem Kreislauf nicht teil, so daß sich die Kältezufuhr im wesentlichen auf diejenige Teufe beschränkt, bis zu der die Einfallrohre reichen. Von diesem Verfahren hat man mit gutem Erfolge auf dem Kalisalzschachte Schieferkaute bei Gödringen Gebrauch gemacht.

106. — **Zementierung des Gebirges vor dem Gefrieren.** Größere mit Wasser, insbesondere mit Salzwasser, erfüllte Spalten und Hohlräume im Gebirge gefährden den Gefriererfolg. In solchen Fällen kann es vorteilhaft sein, vor dem Gefrieren die Hohlräume durch Zementieren zu verschließen<sup>1)</sup>. Das Gebirge gefriert alsdann schneller und vollständiger, weil es weniger Wasser enthält und zudem das restliche Wasser sich in Ruhe befindet. Das gefrorene Gebirge besitzt eine höhere Festigkeit als reines Eis. Das Gebirge an sich wird, soweit es brüchig ist, verfestigt. In salzhaltigem Gebirge wird die Bildung der gefährlichen Solenester vermieden.

107. — **Volumenänderungen des Gebirges während des Gefrierens.** Über die Volumenänderungen des gefrierenden, wasserführenden Ge-

<sup>1)</sup> Techn. Bl. 1920, Nr. 3, S. 27; W. Peinert: Über die Anwendung des Versteinungsverfahrens bei schwierigen Schachtabteufen.

birges ist bisher wenig bekannt. Beim Abteufen des Schachtes Auguste Victoria 4 im Ruhrbezirk ist beobachtet worden<sup>1)</sup>, daß die Umgebung der Schachtmündung während der Frostwirkung sich um 37 mm hob und während des Auftauens wieder um den gleichen Betrag sank. Hier handelte es sich um vorwiegend sandiges Gebirge. Demgegenüber ist durch besondere Versuche festgestellt worden<sup>2)</sup>, daß gefrierender Ton stark schwindet und beim Auftauen sich ausdehnt. Schwindung und Ausdehnung sind so stark, daß sie durch die bekannte Volumenänderung der Körper bei der Abkühlung oder Erwärmung entsprechend dem Ausdehnungskoeffizienten nicht erklärt werden können. Der Vorgang beruht sehr wahrscheinlich auf einer Änderung der physikalischen kolloidalen Tonzusammensetzung. Diese Volumenänderungen und die geringe Druckfestigkeit des gefrorenen und des nicht gefrorenen Tons machen die starken Druckerscheinungen erklärlich, die in Gefrierschächten beim Antreffen von Tonschichten auftreten. Schon diese wenigen Beobachtungen zeigen, daß man mit Volumenänderungen des Frostkörpers während des Gefrierens und Auftauens rechnen muß.

**108. — Die Beobachtung der Frostkörperbildung und der Beginn des Abteufens.** Um das Fortschreiten des Gefrierens zu beobachten, pflegt man in einiger Entfernung vom Gefrierrohrkreise Löcher bis in das wasserführende Gebirge zu bohren, die mit unten geschlossenen Rohren besetzt werden. Die Rohre werden mit Kältelauge etwa bis zur Höhe des Grundwasserspiegels gefüllt und dienen nun zur Beobachtung der Temperatur.

Die Feststellung der Gebirgstemperaturen durch Messung in den Gefrierbohrlöchern selbst ist wegen der Unzugänglichkeit der Löcher und wegen der Empfindlichkeit der üblichen Thermometer stark erschwert. Die Tiefbau- und Kälte-Industrie-A.-G. zu Nordhausen wendet hierfür den in Abb. 360 dargestellten Temperaturmesser an, der allerdings die Außerbetriebsetzung des Bohrloches zum Zwecke der jedesmaligen Messung notwendig macht. Der Messer wird mittels eines Seiles bis zur bestimmten Gebirgstiefe eingelassen. Die in der Stahlflasche *a* befindliche Ausdehnungsflüssigkeit wirkt auf einen Wellblechverschluß *b*, von dem aus die bei Temperaturänderungen eintretenden Bewegungen mittels Hebelübertragung *c* und Schreibstift *d* auf der durch ein Uhrwerk *e* angetriebenen Schreibtrommel *f* verzeichnet werden. Nach genügend langem Verweilen in einer bestimmten Teufe hat der Messer die Temperatur des benachbarten Gebirges angenommen, und die auf der Schreibtrommel verzeichnete Linie verläuft waagrecht.

Die Firma Haniel & Lueg verwendet für die Temperaturmessung ein Gerät, das auf der Feststellung des elektrischen Widerstandes eines Platindrahtes bei verschiedenen Temperaturen beruht. Der durch ein Glasrohr geschützte Platindraht ist in einer Messinghülse untergebracht, die an einem

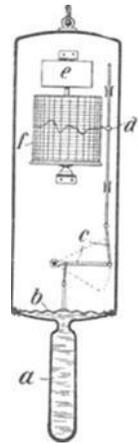


Abb. 360.  
Temperatur-  
messer für Ge-  
frierbohrlöcher.

<sup>1)</sup> Glückauf 1930, Nr. 18, S. 597 u. f.; G. Schmid: Das Abteufen des Schachtes Auguste Victoria 4.

<sup>2)</sup> Bergbau 1929, Nr. 43, S. 603 u. f.; Dr.-Ing. Heise: Das Verhalten von Tonschichten in Gefrierschächten.

dreiadrigen bewehrten Gummikabel in das hierfür außer Betrieb gesetzte Gefrierrohr bis zu einer beliebigen Teufe eingelassen wird.

Im übrigen läßt sich die Schließung der Frostmauer durch die Beobachtung des Grundwasserspiegels innerhalb und außerhalb des Gefrierrohrkreises feststellen. Solange nämlich die Frostwand noch nicht geschlossen ist, steht der Wasserspiegel innen und außen gleich hoch, und etwaige Schwankungen machen sich hier wie dort bemerkbar. Nach Schließung der Frostmauer dagegen steigt das am Entweichen nach außen verhinderte und durch die Raumvermehrung infolge der Eisbildung verdrängte Wasser im Schachte langsam und gleichmäßig an.

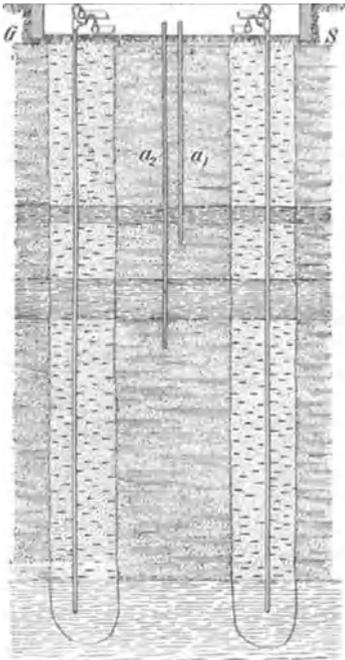


Abb. 361. Durch wassertragende Schichten unterbrochener Frostkörper.

Bald danach kann man mit dem Abteufen beginnen. Der Schacht braucht zu diesem Zeitpunkte auch in seinem Tiefsten nicht bis zur Mitte ausgefroren zu sein. Es genügt, wenn der Frostring rundum geschlossen ist und mit seinem unteren Ende in trockenem, wasserstauendem Gebirge steht. Das Abteufen wird naturgemäß wesentlich erleichtert und verbilligt, wenn man tunlichst lange im ungefrorenen, weichen Schachtkerne arbeiten kann. Der Schachtbaugesellschaft Thyssen ist es z. B. gelungen, den 155 m tiefen Schacht Oranje-Nassau (Holland) völlig (etwa nach Abb. 361) im ungefrorenen Kerne niederzubringen.

Das Ansteigen des Grundwasserspiegels innerhalb des Gefrierrohrkreises ist aber kein sicheres Anzeichen für die Schließung des Frostringes auf die ganze Schachttiefe, nämlich dann nicht, wenn das zu durchteufende Gebirge nach Abb. 361 durch eine oder durch mehrere wassertragende Schichten (z. B. durch Tonschichten im Tertiär) unterbrochen wird. Unterhalb einer solchen wassertragenden Schicht kann nämlich der Frostring noch klaffen, so daß nach Durchteufen der Schicht unvermutete Gebirgsdurchbrüche eintreten können. Zweckmäßig bringt man deshalb beim Auftreten mehrerer geschiedener Wasservorkommen im Gebirge in der Schachtmitte ein oder mehrere, bis zu den einzelnen wasserführenden Schichten reichende Bohrlöcher nieder und besetzt sie nach Abb. 361 mit unten offenen oder an den Seitenwandungen geschlitzten Rohren  $a_1 a_2$ . Man kann nun von der Tagesoberfläche aus den Wasserstand in den Rohren beobachten und aus dessen Verhalten zutreffende Folgerungen hinsichtlich der Schließung der Frostwand auch in der Tiefe ziehen. Allerdings sind solche Rohre beim Abteufen lästig. Auch haben sie bisweilen der Schachtsohle in unerwünschter Weise aus der Teufe Wasser zugeführt.

**109. — Das Abteufen.** Das Abteufen selbst verläuft sodann nach Art des gewöhnlichen Abteufens mit Hand. Solange der Schachtkern noch weich

ist, wird das Gebirge mit der Schaufel oder der Keilhau hereingewonnen, während die gefrorenen Stöße fortgespitzt werden. Neuerdings wendet man zur Hereingewinnung des Gebirges gern Abbauhämmer an, worauf schon in Ziff. 4, S 195 hingewiesen ist. Im Falle der Benutzung von Schießarbeit ist Zeitzündung zu empfehlen, da die Erschütterung des Gebirges bei den einzeln kommenden Schüssen geringer ist und man das Kommen der Schüsse leichter durch Zählen überwachen kann. Die Einbruchschüsse pflegt man nicht tiefer als 1,5 m und die Stoßschüsse nicht tiefer als 1 m zu bohren. Besonders die letzteren Schüsse sollen keine allzu große Vorgabe erhalten und sollen nicht nach dem Stoße zu verlaufen.

Früher glaubte man, als Sprengstoff stets Schwarzpulver benutzen zu müssen, um nicht durch die heftigere Wirkung der brisanten Sprengmittel die Frostwand allzusehr zu erschüttern. Es hat sich aber gezeigt, daß bei einiger Vorsicht auch andere Sprengstoffe verwandt werden können. Zweckmäßig benutzt man solche aus der Gruppe der Ammonsalpetersprengstoffe, deren Brisanz nicht allzu hoch liegt und die außerdem den Vorzug besitzen, daß sie nicht gefrieren.

Die Lufttemperatur in den Gefrierschächten pflegt bei dem gewöhnlichen Verfahren etwa bei  $-7^{\circ}$  bis  $-10^{\circ}$  C zu liegen, so daß bei der Arbeit die Kälte nicht unangenehm empfunden wird. Bei dem Tiefkälteverfahren dagegen sinkt die Temperatur erheblich tiefer (s. Ziff. 97). Temperaturen unter  $-20^{\circ}$  C behindern die Arbeit sehr und machen sorgfältigen Frostschutz für die Belegschaft nötig.

In Fällen, wo man beim Weiterabteufen unterhalb des Frostkörpers vor Wasserzugängen nicht sicher ist, kann es vorteilhaft sein, auf der Sohle des noch durch Frost gesicherten Gußbringschachtes einen Betonpfropfen anzubringen, um unter seinem Schutze vorzubohren und nötigenfalls das Gebirge zu zementieren.

**110. — Der Gußring-Ausbau.** Der endgültige Ausbau in Gefrierschächten wird in der Regel der Ausbau mit deutschen Gußringen sein, da diese die sicherste Gewähr für die Wasserdichtigkeit der Auskleidung nach Auftauen des Gebirges bieten. Mehrfach hat man von dem Verfahren des Unterhängens der Gußringe (s. S. 180 u. f.) unter Verfüllung des Ringraumes zwischen Eisenwand und Gebirge mit Gußbeton Gebrauch gemacht.

Das Unterhängen der Gußringe schützt die Belegschaft nicht allein vor dem etwaigen Fall von Frostschalen, sondern auch gegen plötzliche Wasserdurchbrüche aus den Stößen. Es hat ferner den Vorteil, daß bei Wasserdurchbrüchen aus der Sohle der Schacht bis zum jeweiligen Tiefsten gesichert bleibt.

Gegen das Unterhängen der Gußringe wendet man insbesondere ein, daß das Einspülen des Betons hinter die Gußeisenwand nicht so gut und gleichmäßig wie das Einstampfen beim Aufbau der Ringe erfolge. Auch könne der Zusammenbau der Ringteile keinesfalls so sorgfältig wie beim Aufbauen von unten nach oben geschehen. Diese Einwände erscheinen durchaus berechtigt, wenn auch bisher der Zustand der mit Unterhängegußringen abgeteufelten Schächte nach dem Auftauen nicht zu Schwierigkeiten geführt hat. Jedenfalls wird eine gewisse Vorsicht gegenüber dem Verfahren angebracht sein.

Zuverlässiger und sicherer geschieht zweifellos der Aufbau der Gußringwand von unten nach oben in der auf S. 178 u. f. beschriebenen Weise, nachdem Keil- und Tragkränze gelegt sind.

Bei diesem Verfahren erhält der Schacht während des Abteufens entweder einen vorläufigen, aus eisernen Ringen und Verzughölzern bestehenden Ausbau, der die auf der Sohle beschäftigten Arbeiter vor etwa sich lösenden und abstürzenden Schalen sichern soll, oder er bleibt bis zur endgültigen Sicherung der Stöße durch Gußringe ohne jede Verkleidung. Erfahrungsgemäß lösen sich im sandigen Gebirge Frostschalen nicht ab, wie man bei einer großen Zahl von Gefrierschächten hat beobachten können, in denen die Stöße zum Teil bis 100 m Höhe völlig unverkleidet ohne Gefahr für die auf der Sohle beschäftigte Belegschaft geblieben sind. Anders verhält sich rissiger Ton, in dem unter Umständen Schalen sich lösen und abstürzen<sup>1)</sup>, so daß ein sofortiger Ausbau mit schmiedeeisernen Ringen und Verzugpfählen notwendig sein kann. Die weitere Gefahr, daß durch eine schwache Stelle der Frostwand Wasser in den Schacht bricht, nachdem vielleicht ein Laugenaustritt durch eine Undichtigkeit der Gefrierrohre erfolgt ist, wird durch den vorläufigen Ausbau freilich nicht verhindert. Man kann vielleicht sogar sagen, daß diese Gefahr schneller und sicherer an dem Dunkelwerden der mit Lauge getränkten Stoßstellen erkannt wird, wenn die Stöße bloß liegen, als wenn sie ganz oder teilweise durch den vorläufigen Ausbau verkleidet sind.

Der Gußringausbau selbst kann durch eine reichlich bemessene und sorgfältig eingestampfte Betonhinterfüllung noch wesentlich verstärkt werden. Wenn man früher Zweifel an der Zuverlässigkeit und Festigkeit der Betonhinterfüllung hegte, so haben neuere Untersuchungen gezeigt, daß der Beton auch unter den in Gefrierschächten herrschenden Verhältnissen durchaus seinen Zweck erfüllen kann.

Die in genügender Dicke eingebrachte Betonwand entwickelt nämlich während des Abbindens eine so große Wärmemenge, daß ihr bis zum Einfrieren eine hinreichend lange Frist zur Vorerhärtung bleibt, wobei der Beton Festigkeiten erreicht, die schon während der Frostzeit zur Sicherung des Schachtes wesentlich beitragen. Nach Beendigung des Gefrierens tritt eine Nacherhärtung ein, die den Beton die üblichen Festigkeiten erreichen läßt. Ein Zusatz von Chlorkalzium, ebenso die Verwendung von Alcazement, beschleunigt die Erhärtung, steigert die Abbindungswärme und drängt so die Einwirkung des Frostes zurück. Tatsächlich wurden beim Abteufen des Gefrierschachtes Auguste Viktoria 4 frostfreie Vorerhärtungszeiten von 13 bis 22 Tagen festgestellt, wobei der Beton Festigkeiten von sogar 300 bis 480 kg/cm<sup>2</sup> erreichen konnte<sup>2)</sup>.

Für tiefe Schächte, in denen die Schachtstöße bereits Fließerscheinungen zu zeigen beginnen und sich schon beim Abteufen Druck bemerkbar macht, hat man mit gutem Erfolge zur einstweiligen Aufnahme des Druckes vorläufig Unterhängegußringe angewandt, die dann später durch eine sorgfältig

<sup>1)</sup> Ann. d. min. d. Belg. 1911, S. 359 u. f.; A. Breyre: Le développement récent usw.

<sup>2)</sup> Glückauf 1928, Nr. 40, S. 1337 u. f.; A. Jungeblodt und G. Schmid: Untersuchungen über das Abbinden und Erhärten von Beton im Gefrierschacht; — ferner s. den auf S. 291 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von G. Schmid.

aufgebaute, einfache oder doppelte Gußringwand ersetzt wurden. Nach Abb. 362 wird der vorläufige Gußringausbau so eingebracht, daß zwischen den Ringen Zwischenräume von etwa  $\frac{1}{2}$  m Höhe verbleiben, wobei die Ringe an entsprechend langen Schraubenbolzen hängen. Der Raum zwischen dem Ringe und dem Gebirgsstoße wird mit feuchtem, sofort gefrierendem Sande verfüllt. Zwischen die senkrechten Flanschen legt man starke Holzbretter, die sich zusammenquetschen lassen und so dem vorläufigen Ausbau eine gewisse Nachgiebigkeit verleihen. Für den späteren endgültigen Ausbau des Schachtes von unten nach oben können die Ringteile leicht gelöst und unmittelbar wieder verwandt werden.

Die Schachtbau Thyssen G. m. b. H. zu Mülheim (Ruhr) hat bei den von ihr abgeteufte Schächten, die jetzt zur Gruppe Hamborn der Ver. Stahlwerke gehören, eine äußere bleibende Gußringwand sofort beim Abteufen untergehängt und nach Erreichen des wassertragenden Gebirges noch unter dem Schutze der Frostwand eine zweite innere Gußringwand von unten nach oben vorgebaut (s. Ziff. 177 auf S. 189/90). Hierbei wurde in den Raum zwischen der äußeren Wand und

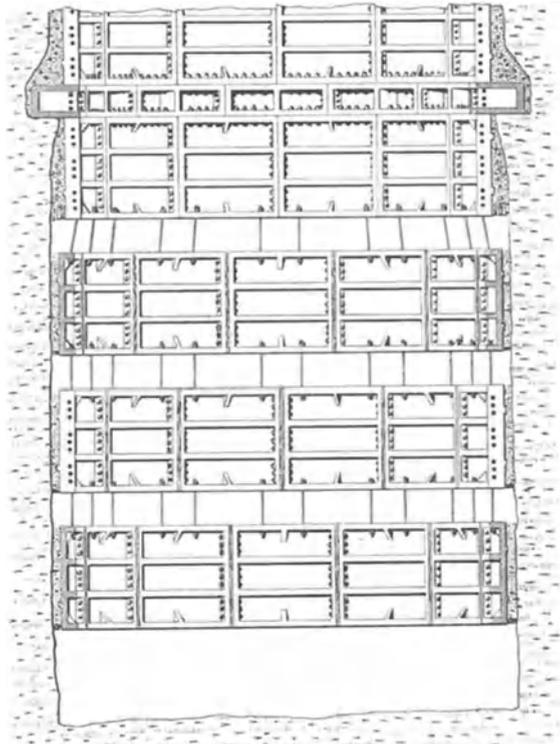


Abb. 362. Vorläufiger Gußringausbau in Gefrierschächten.

dem Gebirgsstoße Beton eingespült und der Raum zwischen den beiden Ringsäulen mit Beton ausgestampft. Auf diese Weise erzielte man beim Abteufen eine sofortige vorläufige Sicherung des Schachtes, ohne daß die untergehängten Gußringe mit Rücksicht auf die Frostwand schon die dem Drucke des ungefrorenen Gebirges entsprechende Stärke zu besitzen brauchten, während die innere, mit aller Sorgfalt aufgebaute Ringwand den Schacht endgültig sicherstellte. Das Verfahren bietet zweifellos eine hohe Sicherheit, und die Festigkeit der Schachtwandung ist außergewöhnlich groß; freilich sind auch die Kosten entsprechend hoch.

Die Wasserdichtigkeit einer Gußringsäule pflegt man als genügend anzusehen, wenn die Wandung nicht mehr als 5 l/min auf 100 m Schachthöhe durchläßt.

**111. — Der Ausbau in Mauerung oder Beton.** In einigen Fällen hat man Gefrierschächte, um die hohen Kosten der Gußringe zu ersparen, auf andere Weise ausgebaut. So wurden in Galizien zwei Schächte der Steinkohlegewerkschaft Brzeszcze, die etwa 40 m tief waren, mit gutem Erfolge ausgemauert<sup>1)</sup>. Als Mörtel verwendete man 1 Teil Zement (Schnellbinder) und 3 Teile Sand; zum Anrühren benutzte man eine Lösung von kalzinierter Soda. In Rußland wurden zwei 180 m tiefe Gefrierschächte mit Betonsteinen ausgebaut<sup>2)</sup>. Auch hier soll der Wasserabschluß nach Angabe der ausführenden Firma (Tiefbau- und Kälte-Industrie A.-G. zu Nordhausen) gut gelungen sein.

In neuerer Zeit wurde der Braunkohlenschacht Wolf bei Calbe a. d. S., der bis 90 m Teufe durch Ton- und Schwimmsandschichten abgefroren wurde, mit eisenbewehrten Betonformsteinen, die als Hohlkörper ausgebildet waren, ausgekleidet<sup>3)</sup>. Die Hohlräume wurden sorgfältig mit Alcazement ausgestampft. Der Wasserzufluß nach dem Auftauen betrug 40—50 l/min.

Ferner wurde ein Wetterschacht der Preußengrube in Oberschlesien von 4,8 m lichter Weite, der bis 213 m Teufe als Gefrierschacht niedergebracht war, mit dem auf S. 165/66 beschriebenen doppelten Kreuzsteinausbau ausgekleidet. Die erzielte Wasserdichtigkeit befriedigte. Für einen noch im Abteufen begriffenen, 223 m tiefen Gefrierschacht der kons. Heinitzgrube in Oberschlesien ist ein gleicher Ausbau vorgesehen.

Danach hat es den Anschein, als ob wenigstens bis zu Teufen von etwa 200 m der Betonausbau in erfolgreichen Wettbewerb mit dem Gußringausbau treten kann.

**112. — Maßnahmen zur Verhütung des Zusammenbruches von Gefrierschächten.** Daß Gefrierschächte während des Abteufens durch Hereinbrechen des Gebirges oder Wasser verunglücken, ist nicht überraschend. In den letzten Jahren, und zwar 1925 und 1927, sind aber auch zwei fertiggestellte und sorgfältig ausgekleidete Schächte noch nach dem Auftauen des Gebirges völlig zusammengebrochen: es waren dies die Schächte Franz Haniel 2 bei Bottrop und Auguste Viktoria 3 bei Marl. Im ersten Falle hing der Zusammenbruch mit dem Ziehen von Gefrierrohren zusammen, das offenbar Gebirgsbewegungen auslöste und zum Bruche zunächst eines Gußringsegmentes führte. Im zweiten Falle hat wahrscheinlich die nur mit Ton hinterstampfte Gußringsäule nicht genügend seitlichen Halt gefunden und ist zusammengeknickt. Aus Anlaß dieser Unfälle wurde ein Ausschuß gebildet, der über die zur Verhütung des Zusammenbruches von Gefrierschächten zu ergreifenden Maßnahmen beraten sollte. Die Vorschläge des Ausschußberichtes sind schon an mehreren Stellen dieses Abschnittes ohne besonderen Hinweis inhaltlich berücksichtigt worden. Hier seien noch diejenigen Vorschläge kurz aufgeführt, die sich auf den Ausbau beziehen. Der Ausschuß glaubt, daß den an Gefrierschächte herantretenden Beanspruchungen

<sup>1)</sup> Montanistische Rundschau 1911, Nr. 1, S. 1 u. f.; F. Drobniak: Das Gefrierverfahren beim Schachtabteufen.

<sup>2)</sup> S. den auf S. 283 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz von Zaeringer.

<sup>3)</sup> Braunkohle 1926, Nr. 30, S. 707 u. f.; J. Henke: Über Abteufen und Ausbau des Schachtes der Gewerkschaft Wolf, Calbe a. S.

für den rheinisch-westfälischen Bezirk folgende Ausbauarten genügen werden<sup>1)</sup>:

a) die einfache Gußringsäule mit Hinterfüllung von unbewehrtem Beton bis zu etwa 300 m Teufe unter der Bedingung, daß die Gußringe aufgesetzt und mit Beton von mindestens 40 cm Stärke hinterstampft werden, daß die Gußringe für einen spezifischen Druck von mindestens 1,3 at je 10 m Wassersäule und auf 7—8fache Sicherheit berechnet werden, daß alle 30—40 m ein Keilkranz oder Verstärkungsring verlegt wird, daß Zement und Zuschlagstoffe von einwandfreier Beschaffenheit sind und im Verhältnis von 1 : 3 bis 1 : 4 gemischt werden und daß die Möglichkeit des Nachzementierens durch Einpressen von Zementmilch offen gehalten wird;

b) die einfache Gußringsäule mit Hinterfüllung von eisengewehrtem Beton unter den unter a) genannten Bedingungen mit dem Zusatze, daß Keilkränze oder Verstärkungsringe nur alle 50—60 m eingeschaltet zu werden brauchen und die Eisenbewehrung einen Mindestabstand von 4—5 cm von dem Gußringausbau haben muß;

c) die doppelte Gußringsäule mit Zwischenfüllung von Stampfbeton für alle Teufen unter der Bedingung, daß die beiden Gußringsäulen zusammen für einen spezifischen Druck von etwa 1,5 at je 10 m Wassersäule unter Einrechnung einer 7—8fachen Sicherheit berechnet und die Wandstärken so verteilt werden, als ob die äußere Säule einen Druck von 0,5—0,7 at und die innere einen solchen von 1 at zu tragen hätte, daß alle 50—60 m ein Keilkranz oder Verstärkungsring verlegt wird, daß die Betonzwischenfüllung zwischen Flansch und Gußring mindestens 20 cm stark ist, daß die äußere Gußringsäule tunlichst mit Beton in Stärke von 20—25 cm hinterstampft oder hintergossen wird und daß die Möglichkeit des Nachzementierens der Betonzwischenfüllung durch Einpressen von Zementmilch offen gehalten wird.

**113. — Das Auftauen des Frostkörpers** bildet die Probe auf die Wasserdichtigkeit und Standfestigkeit des Ausbaues. Durchlässige Stellen in den Gußringsegmenten und Mängel der Dichtungen und Verkeilungen in den Fugen werden offenbar. Auch das Gebirge rund um den Schacht kommt bis zu einem gewissen Grade in Bewegung und gefährdet hierdurch den Schacht. Mit dem Auftauen sind nämlich ähnlich wie mit dem Gefrieren gewisse Volumenänderungen des Gebirges verbunden (s. Ziff. 107). Dabei ist es unvermeidlich, daß der während der Gefrierzeit vom Frostkörper getragene Böschungsdruck des Gebirges nach dem Auftauen auf die Schachtwandung selbst übertragen wird<sup>2)</sup>. Hierbei werden wegen der ungleichmäßig fortschreitenden Schwächung des Frostkörpers einseitige und unter Umständen auch plötzlich einsetzende Gebirgsdrücke auftreten. Aus allen diesen Gründen ist eine sorgfältige Beobachtung des Schachtes während und unmittelbar nach der Auftauzeit erforderlich. Ganz besonders trifft dies für tiefe Schächte zu. Denn je tiefer der Schacht ist, um so schwerer lassen

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1930, S. B 221 u. f.; Schlattmann: Bericht des Ausschusses zur Beratung der zur Verhütung des Zusammenbruchs von Tübbingschächten zu ergreifenden Maßnahmen.

<sup>2)</sup> Bergbau 1929, Nr. 24, S. 333 u. f.; Dr.-Ing. Heise: Der Böschungsdruck beim Auftauen der Gefrierschächte.

sich die beim Auftauen zutage tretenden Undichtigkeiten der Schachtwandung beheben, und um so mehr stehen gefährvolle Folgen aus etwaigen Brüchen von Gußringen zu befürchten.

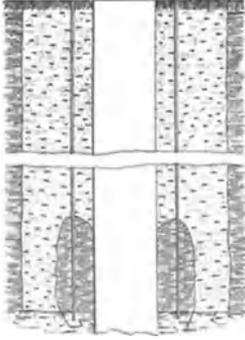


Abb. 363.  
Beginn des Auftauvorganges  
am Fuße des Frostkörpers.

man eine auf 3—8° C erwärmte Lauge umlaufen läßt. Zweckmäßig ist es, den Verlauf des Auftauens durch Fernthermometer, die während des Abteufens

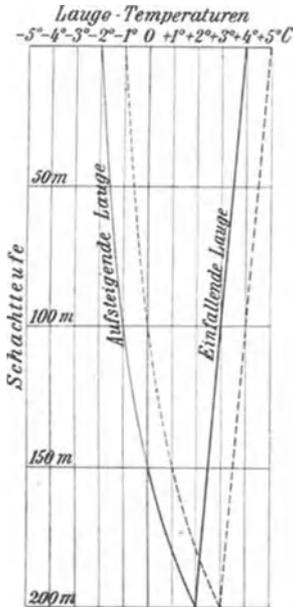


Abb. 364.  
Laugetemperaturen bei dem  
unten beginnenden Auftau-  
vorgang.

Aufwand einer immerhin beträchtlichen Zeit — Ring für Ring auftauen und sicherstellen.

Das Auftauen des Frostkörpers ohne besondere künstliche Einwirkungen schreitet einerseits von der Schachtwandung nach außen als Wärmewirkung der durch den Schacht bewegten Wetter und andererseits von außen nach dem Schachte zu als Folge der Gebirgswärme fort.

Bei Gefrierschächten von geringer Teufe hat man das Auftauen meist der Zeit überlassen. Durch künstliche Nachhilfe will man eine schnellere und gleichmäßigere Wirkung erzielen und insbesondere erhebliche Temperaturunterschiede in der Schachtwandung vermeiden. Das einfachste Mittel ist eine mäßige Erwärmung der durch den Schacht geführten Wetter. Nachdem in diesem die Reifbildung verschwunden ist, kann man zusätzlich auch von den Gefrierrohren her auftauen, indem man eine auf 3—8° C erwärmte Lauge umlaufen läßt. Zweckmäßig ist es, den Verlauf des Auftauens durch Fernthermometer, die während des Abteufens in den Schachtstößen untergebracht sind, zu überwachen.

Mehrfach hat man, um ein völlig gleichmäßiges und gleichzeitiges Auftauen des Schachtes auf seine ganze Höhe zu erzielen, den Schacht mit Wasser gefüllt, das man durch eine Pumpe und eine bis zum Tiefsten eingehängte Rohrleitung in ständigem Umlaufe erhielt. Wenn auch so der angestrebte Zweck erreicht wird, so bleibt doch das Bedenken, daß die beim Auftauen sich ergebenden Undichtigkeiten der Schachtwandung wegen ihrer Lage unter Wasser unzugänglich bleiben und ein gewisses Maß nicht überschreiten dürfen, wenn das Sumpfen und Abdichten des Schachtes gelingen soll.

Nach dem Vorschlage von Bergwerksdirektor Mommertz hat man die 560 m tiefen Zwartbergschächte (s. S. 286) ringweise von oben nach unten mit warmer Luft aufgetaut, indem man gleichzeitig jeden einzelnen Ring sorgfältig abdichtete. Während die Leute von einer schwebenden Bühne aus den bereits aufgetauten Ring dichteten, läßt man die warme Luft (minutlich 600 bis 1000 m<sup>3</sup>) mit etwa 30—35° C unmittelbar unter der Bühne austreten und an der Schachtwandung emporsteigen. So kann man — allerdings unter

Den umgekehrten Weg hat man auf einigen englischen Gruben eingeschlagen<sup>1)</sup>. Man hat das Auftauen am Fuße des Frostkörpers beginnen und schrittweise von unten nach oben fortschreiten lassen. Im Falle von Undichtigkeiten der Wandung war, da die Frostmauer in weiterem Abstände vom Schachte noch bestand (Abb. 363), nur ein ganz geringer, erst allmählich ansteigender Wasserdruck vorhanden, so daß etwaige Mängel und Fehler leicht und ohne Gefahr behoben werden konnten. Das Verfahren wurde so durchgeführt, daß Kältelauge (s. Abb. 364) von beispielsweise  $+4^{\circ}$  in die Fallrohre geschickt wurde, die im Bohrlochtiefsten mit etwa  $+2^{\circ}$  ankam und nun, im Steigrohr aufsteigend, sich bis etwa 50 m Schachthöhe weiter auf  $\pm 0^{\circ}$  und im oberen Schachtteil auf Temperaturen unter 0 (im Falle der Abb. 364 bis  $-2^{\circ}$ ) abkühlte. Das Auftauen erfolgte also zunächst nur auf eine beschränkte Höhe, die man ganz allmählich bis zur Erreichung des vollen Druckes ansteigen ließ. Ob freilich in allen Fällen und bei allen Teufen der Auftauvorgang in dieser Weise wird beherrscht werden können, dürfte zweifelhaft sein.

**114. — Das Ziehen der Rohre.** Die Fallrohre können gezogen werden, sobald die Gewißheit besteht, daß das Gefrieren nicht wieder in Gang gesetzt zu werden braucht. Noch erheblichere Werte stellen die Gefrierrohre dar, so daß man häufig auch sie nach dem Auftauen des Gebirges wiedergewonnen hat. Freilich hat das Ziehen der Rohre ohne Vorsichtsmaßregeln die bereits in Ziff. 112 gewürdigte unerwünschte Folge, daß das Gebirge rings um den Schacht nachsinkt und in Bewegung kommt. In welchem Maße dies der Fall sein kann, zeigt die Überlegung, daß bei einem Schachte von 300 m Teufe das Ziehen von 36 Gefrierrohren mit je 150 mm Außendurchmesser einen Hohlraum im Gebirge von  $190 \text{ m}^3$  hinterlassen würde. Man muß deshalb den Fuß der Gefrierrohre vor dem Ziehen abschneiden und das Loch während des Ziehens des nunmehr unten offenen Rohres mit Beton oder Sand verfüllen. Im Gebirge belassene Rohre sollen ebenfalls mit Beton oder Sand verfüllt werden, damit sie auch nach dem etwaigen Durchrosten nicht eine Gefahr für den Schacht bilden. So wird jede Beunruhigung des Gebirges vermieden.

#### f) Gefrieren in Absätzen.

**115. — Abteufen mittels des Gefrierverfahrens in Absätzen.** Wegen der Schwierigkeiten, die das senkrechte und parallele Niederbringen der Gefrierbohrlöcher macht, hat man für größere Teufen mehrfach vorgeschlagen, den Gefrierschacht in einzelnen Absätzen abzuteufen, indem man nach Erreichen einer gewissen Teufe unter Anwendung besonderer Vorkehrungen neue Gefrierbohrlöcher stößt und das ganze Verfahren wiederholt. Mittlerweile sind freilich das Lotverfahren sowohl wie das Geradrichten abirrender Bohrlöcher während der Bohrarbeit wesentlich vervollkommen worden, so daß es jetzt selbst bei 500—600 m tiefen Schächten keine unüberwindlichen Schwierigkeiten mehr macht, die Abweichungen der Bohrlöcher in erträglichen Grenzen zu halten und nötigenfalls durch einige Ersatzlöcher auszugleichen. Man wird deshalb grundsätzlich das Niederbringen des Schachtes in einem Gefriersatze in Aussicht nehmen.

<sup>1)</sup> S. den auf S. 288 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von J. L. Henrard und J. T. Whetton.

Dagegen ist es mehrfach vorgekommen, daß man sich erst nachträglich zum Weiterabteufen mittels des Gefrierverfahrens entschließen mußte, weil es sich herausstellte, daß die Gebirgsverhältnisse eine andere Art des Weiterabteufens unmöglich machten. Unter solchen Umständen hat erstmalig die Tiefbau- und Kälteindustrie-A.-G. auf dem Schachte I der Zeche Baldur bei Dorsten das absatzweise Gefrierverfahren mit Erfolg angewandt. Von einem in das Schachttiefste eingebrachten Betonpfropfen aus, der mit Standrohren besetzt war, bohrte sie die Löcher für die Bohrungen des zweiten Gefrierabsatzes ab. Die Löcher verliefen wegen der schrägen, etwas nach

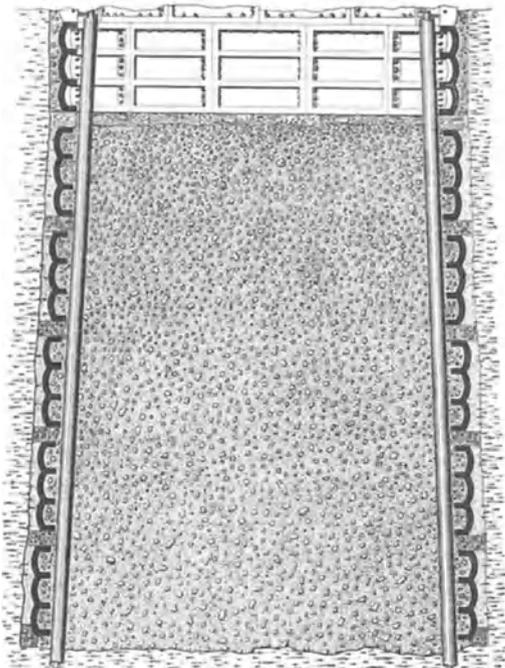


Abb. 365. Schachterweiterung für absatzweises Gefrieren.



Abb. 366. Arbeitskammer für absatzweises Gefrieren.

außen gerichteten Stellung der Standrohre nicht genau senkrecht, sondern folgten der ihnen gegebenen Richtung. Infolgedessen verliefen die neuen Gefrierbohrlöcher bald die Schachtscheibe, so daß man beim Abteufen nach einer zeitweiligen Verminderung des Schachtdurchmessers allmählich wieder auf den alten Durchmesser zurückkehren konnte. Es gelang sogar, beim Aufbauen der Gußringe die untere Ringwand mit dem vollen Durchmesser an die obere anzuschließen, da die Frostmauer für die kurze Zeit, die man zum Erweitern des Schachtes an der engen Stelle und zum Aufbau und Anschluß der Gußringe an die obere Ringsäule brauchte, eine genügende Widerstandsfähigkeit auch nach der Außerbetriebsetzung und dem Abhauen der unteren Gefrierrohre beibehielt.

Auf den Schächten der Deutschen Solvaywerke bei Borth, die in einem zweiten Gefrierabsatzes von 330—502 m Teufe niedergebracht wurden,

war man in der Lage, den sichernden Betonpfropfen und die Standrohre in einer unter dem Schutze der oberen Frostmauer nach Abb. 365 hergestellten Schachterweiterung anzuordnen. Es wurden auf einem Gefrierlochkreis von 6,6 m Durchmesser 30 Bohrlöcher mit einer Neigung von 5° nach außen gebohrt. Auch hier verlief die Arbeit glatt und mit vollem Erfolge.

In einem Falle ist ein absatzweises Gefrieren im Wechsel mit dem Zementierungsverfahren durchgeführt worden<sup>1)</sup>. Der nur 3,3 m im Lichten messende Schacht 3 der Gruben von Perrecy (Frankreich) hatte ein Gebirge zu durchteufen, das zum größten Teile klüftig, wasserführend und genügend fest war, so daß das Vorbohren und Zementieren mit gutem Erfolge zur Anwendung kommen konnte. Von 154—168 m Teufe fand sich aber eine Schwimmsandschicht mit sehr feinen, leicht beweglichen Sanden, für die das Zementierverfahren nicht in Frage kam. Um diese Schicht gefrieren zu lassen, stellte man in der größten Teufe von 149 m — also unter Belassung einer festen Schicht von 5 m Dicke — eine Arbeitskammer her, deren Maße sich aus Abb. 366 ergeben. Die Kammer erhielt eine durch Eiseneinlagen verstärkte und verstrebtete Betonsohle *a*, in die für das Abbohren der Schwimmsandschicht die Standrohre *b* auf einem Kreise von 6,8 m Durchmesser einbetoniert wurden. Das Abbohren der Gefrierlöcher und das Einbringen der Gefrier- und Fallrohre mußte unter einem Gegendrucke von 14 at erfolgen. Die Arbeiten wurden trotz dieser Schwierigkeiten erfolgreich durchgeführt. Der Schachtteil wurde mit Gußringen ausgekleidet.

### g) Leistungen und Kosten.

**116. — Leistungen.** Zur Veranschlagung der Leistungen, die mit dem Gefrierverfahren erzielbar sind, teilt man die gesamte Abteufzeit zweckmäßig in

- a) die Zeit für Herstellung und Ausrüstung der Bohrlöcher,
- b) die Zeit des Gefrierens bis zum Beginn des Abteufens,
- c) die Zeit des Abteufens und des Ausbaues.

Wenn das Abteufen beschleunigt werden soll, so pflegt man für die Herstellung der Bohrlöcher drei Bohrvorrichtungen gleichzeitig in Betrieb zu nehmen. Treten keine besonderen Schwierigkeiten auf, so kann man wohl annehmen, daß bei Tiefen von etwa 150 m jede Bohrvorrichtung durchschnittlich täglich 20—25 m Bohrloch leistet, so daß für 5000 m Bohrloch, die ein Schacht mit 6 m lichtem Durchmesser bei 150 m Teufe etwa nötig hat, bei Benutzung nur einer Bohrvorrichtung 75 Arbeitstage erforderlich werden. Da nun noch die Zeit für das Besetzen der Löcher mit den Gefrierrohren, das Ziehen der Futterrohre, das Einlassen der Fallrohre und die Herstellung der Verbindungen mit dem Sammel- und dem Verteilungsring hinzukommt, wird man insgesamt hierfür bei einem Schachte von 150 m Teufe 3—4 Monate rechnen können.

Soll der Schacht 300 m tief werden, so verläuft zwar das eigentliche Bohren verhältnismäßig schneller, weil weniger Pausen eintreten. Man hat

<sup>1)</sup> Rev. d. l'ind. min. 1922, Nr. 26, S. 31 u. f.; J. Piffaut: Sondages intérieures sous pression pour la congélation etc.; — ferner Glückauf 1922, Nr. 18, S. 538 u. f.; Niederbringen von Gefrierbohrlöchern von einer Arbeitskammer untertage aus.

bei neueren Schachtabteufen sogar Tagesdurchschnitte von 40—60 m für jede Bohrvorrichtung erreicht. Da aber für tiefe Schächte der Gefrierrohrkreis größer genommen werden muß, auch wegen des seitlichen Verlaufs der Bohrlöcher mehr Ersatzlöcher notwendig werden, wird man die Zeit für die Herstellung und Ausrüstung der Bohrlöcher immerhin auf 7—8 Monate annehmen können. In günstigem, weichem Gebirge mag man noch etwas darunter bleiben; in hartem oder sonst ungünstigem Gebirge und bei Anwendung des Tiefkälteverfahrens (s. Ziff. 97) wird man aber auch noch höher kommen. In jedem Falle ist zu beachten, daß es weniger auf schnelles als auf sorgfältiges, genau lotrechtes Bohren ankommt.

Die Zeit des Gefrierens bis zum Beginn der Abteufarbeiten wird bei einem 150 m tiefen Schachte mindestens 2, bei einem 300 m tiefen Schachte mindestens  $2\frac{1}{2}$ —3 und bei einem 500 m tiefen Schachte 4—6 Monate betragen.

Die reinen Abteufleistungen im Frostzylinder sind mit der Zeit sehr gestiegen. Insbesondere liegt dies daran, daß man allmählich zu immer umfangreicherer Verwendung der Sprengarbeit übergegangen ist. Auf Brassert II bei Marl hat man sogar in  $5\frac{1}{2}$  Monaten 175 m abgeteuft und gleichzeitig mit Unterhängegußringen ausgebaut. Wenn diese Leistung auch das übliche Maß überschreitet, so kann man bei glücklichem und störungsfreiem Verlaufe der Arbeiten doch rechnen, daß 150 m in 6—7 Monaten und 300 m in 11—13 Monaten niedergebracht und ausgebaut werden können.

Stellt man die angegebenen Zahlen zusammen, so erhält man für den Durchschnitt aller Arbeiten insgesamt monatliche Leistungen von 9—11 m. Diese Leistungen sind freilich für die große Mehrzahl der älteren Schächte nicht erreicht worden, für die man vielleicht 6—8 m als Durchschnitt annehmen kann. Andererseits hat man aber auch auf dem genannten Schachte Brassert II eine durchschnittliche Monatsleistung von 13 m und auf dem Schachte Auguste Viktoria 3, der 120 m tief abgefroren wurde, sogar eine solche von 24 m erzielt. Stegemann veranschlagt<sup>1)</sup> für das tertiäre Deckgebirge der niederrheinischen Bucht, das allerdings für das Gefrierverfahren besonders günstig ist, die Leistungen auf 11,7—13,1 m, rechnet aber für den Kalisalzbergbau, für den die Gebirgsverhältnisse ungünstiger liegen, mit wesentlich niedrigeren Zahlen.

**117. — Kosten<sup>1)</sup>.** Die Gesamtabteufkosten je 1 m Schacht können unter der Voraussetzung günstiger Gebirgsverhältnisse bei einem lichten Schachtdurchmesser von 5—6 m geschätzt werden auf:

5 000— 7 500 <i>M</i>	bei Schachtabteufen	bis etwa	100 m
6 000— 9 000 "	" "	" "	200 "
8 000—11 500 "	" "	" "	300 "
10 000—14 000 "	" "	" "	400 "
12 000—17 000 "	" "	" "	500 "

Die Kosten steigen mit den wachsenden Teufen so erheblich, weil der Gefrierrohrkreis größer gewählt, ein umfangreicherer Frostkörper hergestellt und der Frost längere Zeit unterhalten werden muß, ferner weil die eigentlichen Abteufkosten steigen und die Kosten für die Gußringwand ganz erheblich wachsen. Wenn der Ausbau durch Eisenbetonhinterfüllung oder durch eine doppelte Gußringsäule verstärkt wird, sind entsprechende Mehrkosten

<sup>1)</sup> Glückauf 1912, Nr. 11, S. 417 u. f.; Stegemann: Leistungen und Kosten beim Schachtabteufen nach dem Gefrierverfahren.

einzusetzen. Auch für den Kalisalzbergbau mit seinen ungünstigeren Deckgebirgsverhältnissen werden die obigen Zahlen erhöht werden müssen.

Für Teufen bis 100 m gliedern sich die Kosten etwa wie folgt:

für Herstellung der Bohrlöcher . . . . .	1250	ℳ
„ Aufwand beim Gefrieren . . . . .	2000	„
„ Schachtabteufkosten . . . . .	900	„
„ Ausbau . . . . .	2100	„
	<hr/>	
	Insgesamt:	6250 ℳ.

## VI. Die Versteinung des Gebirges.

118. — **Einleitende Bemerkungen.** Wasserdurchlässiges Gebirge kann einerseits durch Einpressen von Zement — also durch Zementieren — und anderseits durch chemische Niederschläge aus Lösungen — durch chemische Verfestigungsverfahren — wasserundurchlässig gemacht werden. Beide Verfahren können auch nebeneinander benutzt werden und sich so ergänzen.

Hierbei kann es sich um mehrere Arbeiten handeln, die zwar in Art und Ausführung einander ähnlich sind, aber doch einen wesentlich verschiedenen Endzweck verfolgen.

Die eine Gruppe von Arbeiten betrifft nicht einmal unmittelbar das eigentliche Schachtabteufen, sondern die Sicherung bereits abgeteufter Schächte, die unter Wasserschwierigkeiten leiden, sei es, daß die Wasser durch die undichte Schachtwandung selbst hindurchtreten, sei es, daß sie, wie es namentlich bei Senk- und Kind-Chaudronschen Bohrschächten öfter vorkommt, unter dem Fuße der Schachtauskleidung auf oder nahe über der Schachtsohle ausbrechen. In dem einen Falle wird die durchlässige Schachtwandung selbst gedichtet, in dem anderen Falle wird durch wasserdichte Verfüllung des Raumes zwischen Schachtwandung und Gebirgsstoß der Wasserabschluß nach unten hin bewirkt. In beiden Fällen wird außerdem das den Schacht umgebende Gebirge durch Schließung seiner Hohlräume und Klüfte mit Zement oder anderen Niederschlägen verfestigt.

Bei der zweiten Gruppe von Arbeiten erfolgt vor dem Abteufen des Schachtes oder auch während desselben eine Versteinung des Gebirges zu dem Zwecke, es wasserundurchlässig zu machen, um so die Möglichkeit zu gewinnen, den Schacht trocken niederzubringen. Die Versteinung geht von eigens gestoßenen Bohrlöchern aus vor sich, die das wasserführende Gebirge gleichsam aufschließen und für die Einwirkung der eingeführten Flüssigkeiten zugänglich machen.

### A. Die Sicherung bereits abgeteufter Schächte durch Versteinung.

119. — **Geschichtliches.** Das Verfahren, flüssigen Zementbrei zu Abdichtungszwecken in das Gebirge zu pressen, ist alt. Z. B. sind schon im Jahre 1864 auf Schacht Rheinpreußen I bei Homberg Risse in der Schachtmauerung bei etwa 70 m Teufe dadurch wieder dicht gemacht worden, daß

man mittels einer kleinen Pumpe, die einen Druck bis zu 14 at erzeugen konnte, Zementbrei hinter die Mauer preßte<sup>1)</sup>. Ferner hat man schon vor dem Jahre 1873 nasse Tunnelgewölbe durch Hinterpumpen von Zementbrei gedichtet, ein Verfahren, von dem man noch des öfteren im Tunnelbau Gebrauch machte. Allgemeine Aufmerksamkeit erregte das Verfahren, als es im Jahre 1899 mit seiner Hilfe dem französischen Ingenieur Portier gelang, einen alten, in ganzer Bolzenschrotzimmerung stehenden Schacht zu Courrières, der mit starken Wasserzuflüssen zu kämpfen hatte, mit vollem Erfolge abzudichten. Das Verfahren wurde bald danach zu gleichem Zwecke noch sehr häufig in Nordfrankreich und in Belgien angewandt.

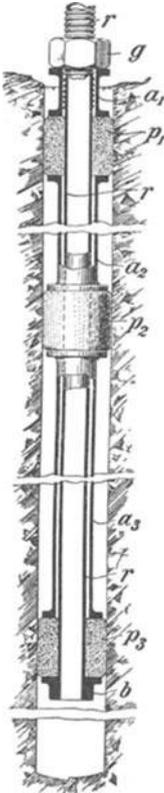


Abb. 367.  
Abdichtungsrohr.

Für die Abdichtung des Gußringausbaues in neuen Schächten, wo in großer Teufe und gegenüber hohen Wasserdrücken die Dichtung der Gußringwandung auf gewöhnliche Weise durch Bleieinlagen, Verschraubung und Betonierung bisweilen ganz besondere Schwierigkeiten macht, ist das Zementierverfahren im Jahre 1901 wohl zum ersten Male auf dem Kalisalzschachte Wintershall in Thüringen angewandt worden, wo es in allen Stücken zum Ziele führte<sup>2)</sup>.

**120. — Ausführung der Zementtränkung bei undichten Schachtwandungen.** Für das Zementieren einer durchlässigen Schachtauskleidung wird diese angebohrt, wobei man das Bohrloch zweckmäßig bis in das Gebirge selbst vertieft, um die wasserführenden Klüfte unmittelbar aufzuschließen. Die Bohrung muß sodann durch ein mit einem Hahn versehenes Anschlußrohr wieder verschlossen werden. Das Rohr kann einzementiert oder durch einen Holzpfropfen abgedichtet werden. Für manche Fälle hat sich als zweckmäßig die in Abb. 367 dargestellte Vorrichtung erwiesen, bei der durch Drehung der Schraube die Gummiwulste  $p_1$ — $p_3$  herausgepreßt werden und sich fest gegen die Bohrlochwand anlegen, während das Wasser noch durch das Rohr  $r$  abfließen kann. Diese Standrohre besitzen den Vorteil, daß sie nach der Zementierung zwecks Wiederverwendung sofort entfernt werden können. Bei Gußringausbau wird das Anschlußrohr  $a$  (Abb. 368) mit einem vorgeschraubten Hahnstück  $b$  durch 4 Schrauben  $c$  befestigt. In Schachtmauerungen, die wasserdicht hergestellt werden sollen, werden Anschlußrohre für die spätere Zementierung von vornherein vorgesehen und eingemauert.

Die Abbildungen 369 und 370 zeigen die Zementierung eines Mauer-schachtes in einfachster Gestaltung. Das Anschlußstück  $h$  besitzt vier Hähne 1—4. Nach Öffnung von 2 und 4 kann das in das Gebirge führende Loch

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.-u. Sal.-Wes. 1869, S. 395 u. 396; Wagner: Die zweite Betriebsperiode der Schachtbohrarbeiten usw.

<sup>2)</sup> Intern. Zentralblatt für Baukeramik 1908, S. 2359; L. Rosenstein: Über die Verwendung des Zementes bei Schachtanlagen.

nachgebohrt werden. Die Hähne 1 und 3 gestatten ein Durchstoßen in senkrechter Richtung. Für die Zementierung wird an 1 ein biegsamer Schlauch *s* angeschraubt, dessen anderes Ende an ein im Schachte niedergeführtes Zementspülrohr *r* anschließt. Die Zementmilch wird über Tage in einem Mischgefäße *m* durch Anrühren bereitet und fließt von hier unter dem natürlichen Gefälle dem Spülrohre zu. *w* ist die Frischwasserleitung, die je nach der Hahnstellung entweder das Mischgefäß speist oder mit dem Spülrohr in Verbindung steht.

Man kann auch das Mischgefäß im Schachte selbst aufstellen und die hier bereitete Zementtrübe durch eine Pumpe hinter die Schachtwandung drücken.

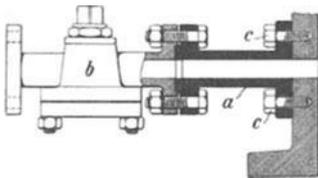


Abb. 368. Anschlußrohr.

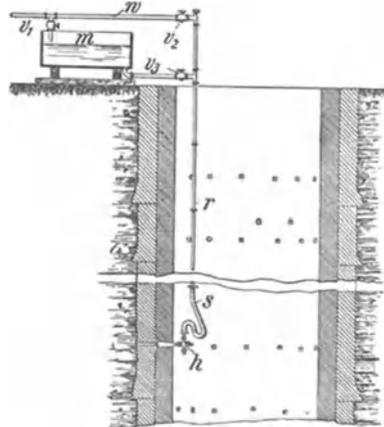


Abb. 369. Zementieren eines hierfür mit Anschlußrohren versehenen Mauerschachtes.

Besser ist aber die Ausnutzung des natürlichen Druckes, da dann bei Herstellung und Lösung der Anschlüsse weniger die Gefahr von Rückströmungen, die den ruhigen Absatz des Zementes und das Abbinden hindern, eintritt.

Für wichtigere, länger dauernde Zementierarbeiten sieht man besser

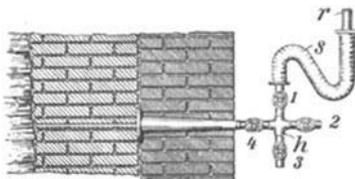


Abb. 370. Hahnordnung beim Zementieren eines Schachtes nach Abb. 369.

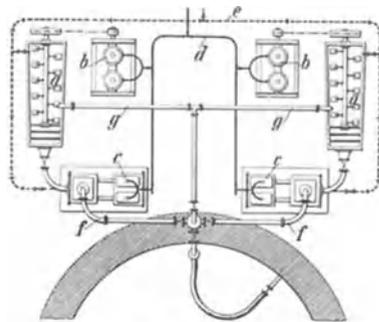


Abb. 371. Zementier-Anlage.

ausgestattete Einrichtungen vor. Abb. 371 zeigt eine derartige Anordnung, die aus zwei selbständigen Anlagen besteht, von denen immer eine für den Fall von Verstopfungen der Pumpen oder der Leitungen zur Aushilfe bereit steht. Die Zementrührwerke sind mit *a*, die beiden Antriebsmotoren mit *b* und die Duplexpumpen zur Erhöhung des Druckes der Flüssigkeitsäule im Spülrohr mit *c* bezeichnet; *d* ist die Druckluft-, *e* die Frischwasser- und *f* die Zementierdruckleitung. Durch die Rücklaufleitung *g* kann beim Schluß der Druckleitungsventile die Zementtrübe wieder in die Rührwerke zurückströmen.

Die Preßpumpen haben eine Leistung von 150—200 l/min. Sie werden zweckmäßig mit Preßluft angetrieben, um den veränderlichen Druckverhält-

nissen leicht folgen zu können, und sind mit Kugelventilen ausgestattet, die dem Verschleiß am besten widerstehen.

Man beginnt beim Zementieren an dem unteren Teile der Schachtauskleidung, läßt zunächst den Schlamm austreten, bis klares Wasser kommt, und führt durch jede Bohrung so viel Zementtrübe wie möglich ein. Stockt der Abfluß, so fährt man an anderer Stelle der Schachtwand mit der Arbeit fort, nachdem vorher das Rohr durch eine Spülung mit frischem Wasser gereinigt ist. Gewöhnlich spült man gleichzeitig an zwei gegenüberliegenden Stellen des Schachtes. Wie oft man diese anbohrt und das Einspülen wiederholt, hängt von dem Zustande des Schachtes, der Wasserdurchlässigkeit der Wandung und dem Erfolge der vorhergehenden Spülungen ab. Wegen des Spüldruckes ist das unter Ziff. 127 Gesagte zu vergleichen.

**121. — Wasserabschluß am Fuße von Schächten.** Es ist oft mit besonderen Schwierigkeiten verknüpft, den Fuß von Senkschächten und Kind-Chaudronschen Bohrschächten wasserdicht abzuschließen. Bei Senkschächten kann dies daran liegen, daß der Schneidschuh nicht genügend tief in wassertragendes Gebirge eingedrungen ist. Bei Bohrschächten kann Nachfall oder der im Schachte befindliche Schlamm, dessen völlige Beseitigung nahezu eine Unmöglichkeit ist, die Moosbüchse umlagern und den Wasserabschluß verhindern. Der Einbau eines engeren Eisenschachtes würde den Nachteil einer erheblichen Verzögerung und Verteuerung und einer unliebsamen Verengung des Schachtes mit sich bringen. In solchen Fällen hat sich die Zementtränkung mehrfach gut bewährt.

Bei Senkschächten muß vor der Zement Einführung die Sohle gegen Wasserdurchbrüche durch Einbringen eines 4—6 m hohen Betonklotzes gesichert werden. Ist das geschehen, so wird der Schacht gesümpft und die Zementierung der Schachtwandung in der gleichen Weise durchgeführt, wie es oben für die Dichtung von durchlässigen Schachtauskleidungen beschrieben wurde. Beim späteren Durchteufen des Betonklotzes wird nach jedem Bloßlegen eines Gußringes das Anbohren der Wandung und das Hinterpressen von Zement fortgesetzt, bis die Sohle des Schachtes erreicht ist.

Das Verfahren ist z. B. auf dem Schachte Bismarckshall bei Samswegen (Prov. Sachsen) und dem Schachte der Adlerkaliwerke bei Oberöbblingen mit Erfolg angewandt worden.

Bei Bohrschächten, aus denen der falsche Boden noch nicht entfernt ist, kann unmittelbar mit dem Anbohren der Gußeisenwand und nach Entfernung des Schlammes mit dem Einpressen des Zements begonnen werden, sobald bei dem allmählichen Ausbau des Gleichgewichtsrohres festgestellt ist, daß der Abschluß der Wasser durch die Moosbüchse nicht gelungen ist.

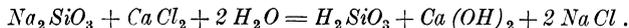
Als Beispiel seien zunächst die Wasserabschlußarbeiten auf dem Schachte Großherzog von Sachsen bei Dietlas genannt. Hier waren am Fuße der gußeisernen Schachtauskleidung so erhebliche Wassermengen durchgebrochen, daß man den Schacht bereits verloren gab. Durch die in der Schachtwand hergestellten Bohrungen zapfte man zunächst große Mengen Schlamm ab, die so lange die ordnungsmäßige Betonierung der Ausklei-

dung verhindert hatten, und führte dann 69 t Portlandzement ein<sup>1)</sup>. Der Wasserabschluß glückte so völlig. Ähnlich verfuhr man auf den Schächten Friedrich Franz bei Lüththeen in Mecklenburg und Hildesia bei Hildesheim, nur daß hier wegen des Salzgebirges Magnesiaazement (s. S. 103 u. f.) zur Anwendung kam, der mittels Handpumpen hinter die Schachtwand gepreßt wurde.

Wenn man größere, durch einen Betonpfropfen oder eine Mauerung abgeschlossene Wasserklüfte am Fuße von Schächten zementieren muß, so kann es zweckmäßig sein, die Arbeit im toten Wasser vorzunehmen. Man erreicht auf diese Weise, daß die im Schachte stehende Wassersäule einen wirksamen Gegendruck auf den Pfropfen oder die Mauerung ausübt, also der Überdruck der eingeführten Zementtrübe nur gering zu sein braucht und deshalb ein Bruch der Abschlußwand nicht zu befürchten ist. Als Nachteile muß man mit in den Kauf nehmen, daß von den sämtlichen Standrohren die Zementleitungen bis über den Wasserspiegel geführt werden müssen, die Einrichtungen umständlicher werden, die Arbeit selbst sich unübersichtlich gestaltet und mehr Zeit beansprucht. Man hat von dem Verfahren auf der Heinrichsfreudegrube in Oberschlesien mit gutem Erfolge Gebrauch gemacht<sup>2)</sup>.

122. — Das chemische Verfestigungsverfahren von Dr.-Ing. Joosten (D. R. P. 441622 und D. R. P. 446601) besteht darin, daß durch das aufeinanderfolgende Einpressen geeigneter chemischer Lösungen in die zu verfestigende Masse ein Niederschlag (Gel) erzeugt wird, der schnell erhärtet und dadurch eine Verfestigung der durchlässigen Schichten herbeiführt.

Vor allem benutzt man dabei wasserlösliche, kieselsäurehaltige Salze, z. B. Wasserglas, deren Lösung sich mit anderen Salzlösungen, z. B. Chlorcalciumlauge, nach folgender Gleichung umsetzt:



Die Kieselsäure wird gallertartig ausgeschieden, schließt die durch die Umsetzung neugebildeten Stoffe  $Ca(OH)_2$ , und  $NaCl$  ein und bildet mit ihnen einen harten Zement<sup>3)</sup>.

Das Verfahren hat gegenüber der Zementierung den Vorteil, daß die Lösungen überall da eindringen können, wo Wasserdurchlässigkeit besteht. Die Tiefenwirkung ist also außerordentlich groß. Ferner geht der abdichtende Niederschlag augenblicklich vor sich und bedarf nicht, wie bei Zement, einer Abbindezeit. Ein Wiederausspülen ist deshalb nicht zu befürchten.

Von dem Verfahren hat man im Bauwesen für die Verfestigung des Baugrundes und zur Abdichtung von wasserdurchlässigen Wänden mehrfach Gebrauch gemacht. Für das Schachtabteufen selbst ist es bisher nicht benutzt worden. Dagegen hat es zur Abdichtung von Schächten und Wasserdämmen schon in einer größeren Zahl von Fällen erfolgreiche Anwendung gefunden.

<sup>1)</sup> Festschrift zum X. Allgem. Deutschen Bergmannstag 1907; L. Löwe: Die bergmännische Gewinnung der Kalisalze.

<sup>2)</sup> Glückauf 1925, Nr. 49, S. 1568 u. f.; H. Gerke: Anwendung des Torkretverfahrens zur Schachtabdichtung; — ferner ist Ziff. 138, S. 320, zu vergleichen.

<sup>3)</sup> Die Zusammensetzungen der jeweilig verwendeten Lösungen sind bisher nicht bekanntgegeben worden. Das aufgeführte Beispiel ist deshalb nicht maßgebend für die tatsächliche Anwendung.

Abb. 372 zeigt z. B. die Abdichtung einer stark wasserdurchlässigen Schachtmauerung<sup>1)</sup>. Die Geräte waren auf den beiden Böden I und II des Förderkorbes untergebracht; die Abdichtung erfolgte von dem Dache III des Förderkorbes aus, das zu einer Arbeitsbühne hergerichtet war. Es sind  $a_1$  und  $a_2$  die Behälter für die beiden Lösungen,  $b_1$  und  $b_2$  die mit Druckluft angetriebenen Pumpen,  $c_1$  und  $c_2$  die Zuleitungen für die Lösungen,  $d_1$  und  $d_2$  die Saug- und  $e_1$  und  $e_2$  die Druckleitungen der Pumpen. Das Einspritzrohr mit aufgesetztem Holzstopfen ist mit  $f$  bezeichnet; es wurde in ein Bohrloch etwa bis zur Hälfte des Mauerwerkes eingeführt und durch Eintreiben des Holzstopfens abgedichtet. Ein T-Stück  $g$  mit Absperrhähnen vermittelte die Verbindung mit den Druckleitungen. Die unter Drücken von 15 at und darüber abwechselnd in das Mauerwerk eingepreßten Lösungen durchtränkten bis zu einem Umkreise von 4 m um das Bohrloch die Mauerung. Durch den beim Einführen der zweiten Lösung sich bildenden Niederschlag wurde nicht allein eine Abdichtung, sondern auch eine Verfestigung des bereits mübe gewordenen Mauerwerks erzielt. Auf dem Kaliwerk Sachsen-Weimar wurde ein Mauerdamm, mit dem ein dichter Abschluß der

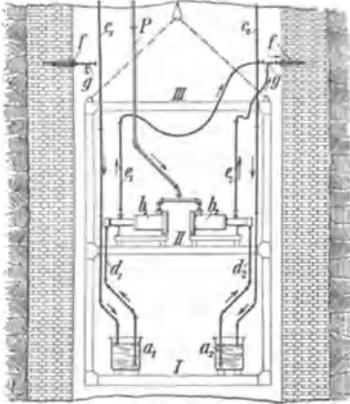


Abb. 372.  
Abdichtung einer Schachtmauerung.

unter einem Druck von 75 at abgedämmten Laugen nicht erzielt war, erfolgreich abgedichtet<sup>2)</sup>. Ebenda wurde das die undichte Gußringsäule umgebende Gebirge (Plattendolomit) bei rund 550 m Teufe verfestigt und wasserdicht gemacht.

Über die Kosten ist bisher nur wenig<sup>3)</sup> veröffentlicht worden.

## B. Die Versteinung beim Schachtabteufen.

123. — **Geschichtliches.** Nachweislich zum ersten Male ist unmittelbar für das Schachtabteufen das Verfahren von dem Bergwerksdirektor A. Wiede zu Zwickau benutzt worden, der davon beim Abteufen des Pöhlauer Schachtes im Staate Sachsen im Jahre 1900 und 1901 Gebrauch machte<sup>4)</sup>. Er erweiterte und vertiefte etwa aufgeschlossene Wassereintrittsstellen durch Schrämen, um sodann den Schram nach Abb. 373 durch Holzklötze und Keile  $p$  unter

<sup>1)</sup> Glückauf 1930, Nr. 18, S. 607 u. f.; K. Bührig: Die chemische Abdichtung und Verfestigung des undicht gewordenen Mauerwerks des Toppolzan-schachtes der Castellengogrube; — ferner Bergbau 1931, Nr. 1/2, S. 1 u. f.; Dr.-Ing. Heise: Das chemische Verfestigungsverfahren von Dr.-Ing. Joosten.

<sup>2)</sup> Kali 1930, Nr. 6, S. 81 u. f.; A. Lohmann: Die Anwendung des chemischen Verfestigungsverfahrens usw.

<sup>3)</sup> Glückauf 1931, Nr. 28, S. 913 u. f.; Dr.-Ing. G. Marbach: Die Bedeutung des chemischen Verfestigungsverfahrens usw.

<sup>4)</sup> Jahrbuch f. d. Berg- u. Hüttenwesen im Königr. Sachsen 1901, S. 66 u. f.; A. Wiede: Die Wasserabdämmung beim Abteufen des Pöhlauer Schachtes usw.

Einlegung eines Rohrstücks  $r$  wieder zu verschließen. Mittels einer Handpumpe wurde sodann Zementbrei eingepumpt, solange das Gebirge ihn aufnahm. Beim weiteren Abteufen wartete man nicht erst auf die völlige Bloßlegung der Wasseradern, sondern bohrte auf der Schachtsohle regelmäßig vor. Sobald man mit diesen Vorbohrlöchern Wasser erschloß, trieb man in sie mit Hanf als Dichtung umwickelte Rohre  $z$  (Abb. 374) ein, die oben einen Hahn  $h$  besaßen und an die Zementleitung  $r$  mittels des Schlauches  $s$  angeschlossen werden konnten. Darauf ging das Einspülen der Zementtrübe vor sich, während noch eine schützende Gebirgsdecke zwischen der Schachtsohle und der Wasserkluft sich befand. Auch diese Arbeiten waren von Erfolg begleitet.

Um die gleiche Zeit schlug der bereits genannte Ingenieur Portier vor, ähnlich wie bei dem Gefrierverfahren eine Anzahl von Bohrlöchern rund um den Schacht bis zu den festen, wassertragenden Gebirgschichten niederzubringen, wie dies Abb. 375 andeutet, nach der acht Bohrungen  $b_1$ — $b_8$  um einen Schacht

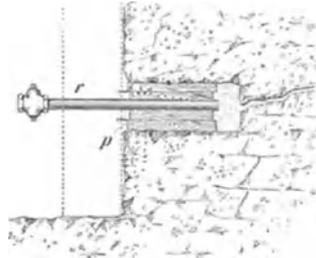


Abb. 373. Zementierung aufgeschlossener, wasserführender Klufte nach Wiede.

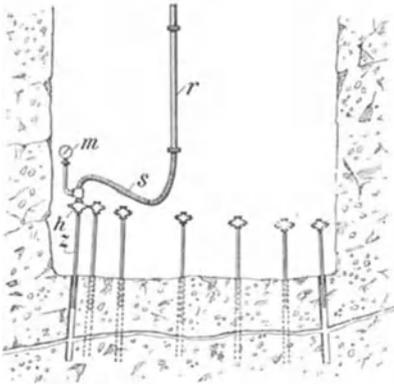


Abb. 374. Zementierung nicht aufgeschlossener, wasserführender Klufte nach Wiede.

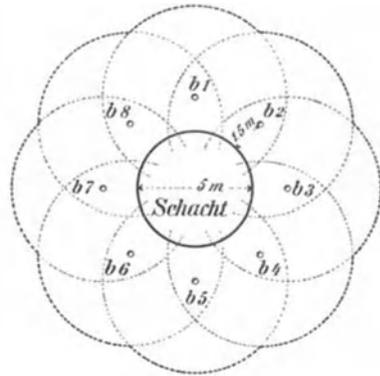


Abb. 375. Zementierung des Gebirges durch rings um den Schacht angeordnete Bohrlöcher.

von 5 m Durchmesser angeordnet sind. Mittels der Löcher sollte durch Zementeinführung das ganze benachbarte Gebirge etwa in dem Umfange, wie dies die gestrichelten Linien der Abb. 375 darstellen, verfestigt und wasserundurchlässig gemacht werden. Nach Portiers Vorschlägen sind sodann tatsächlich mehrere Schächte niedergebracht worden, von denen der erste im Jahre 1904 in Angriff genommen wurde.

#### a) Allgemeines.

**124. — Wesen des Verfahrens und seine Anwendbarkeit in verschiedenartigem Gebirge.** Die durch Bohrlöcher in das Gebirge gepreßte

Zementmilch verlangsamt um so mehr ihre Strömungsgeschwindigkeit und lagert den mitgeführten Zement ab, je weiter sie sich vom Bohrloche entfernt und sich in den Hohlräumen des Gebirges verliert. Nach einer gewissen Zeit binden diese Zementniederschläge ab, werden fest und verschließen so die Spalten, Klüfte, Risse und Hohlräume, die bisher dem Wasser einen Weg boten. In dem nunmehr trockenen Gebirge wird der Schacht abgeteuft. Auch wenn der Abschluß der Wasser nicht völlig gelingt, so ist schon jede Verringerung der Zuflüsse wertvoll. In günstigem Gebirge ist sogar der Ersatz des teuren Gußringausbaues durch Mauerung oder Beton möglich.

Am günstigsten liegen die Vorbedingungen für die Anwendbarkeit des Verfahrens, wenn es sich um klüftiges, im übrigen aber festes Gebirge handelt. In den von festem Gestein eingeschlossenen Hohlräumen verbreitet sich die Zementmilch leicht, indem sie frei weiter fließt, bis sich die Öffnungen allmählich durch den Zementabsatz schließen und das Ganze eine einheitliche, dichte Gebirgsmasse bildet. Auch bei groben, tonfreien Kiesen ist die Zementierung und Verfestigung des Gebirges möglich. In feinem Schwimmsande dagegen gelingt die Versteinung nicht, da der Zement wie durch ein Filter zurückgehalten wird und die Milch selbst in sehr dünnflüssigem Zustande und bei hohem Überdrucke nicht gleichmäßig in das Gebirge eindringt. Hier führen auch die neuen Verfahren von François (Ziff. 140 u. f.) und Dr.-Ing. Joosten (Ziff. 122) nicht zum Ziel.

**125. — Ausspülen des Gebirges.** Anwesenheit von Ton und Schlamm gefährdet in jedem Falle den Erfolg des Verfahrens, weil der Zement in Gemisch mit Schlamm schlecht oder gar nicht abbindet. Selbst der bei Herstellung der Zementierungsbohrlöcher im festen Gebirge erzeugte Bohrschlamm ist sehr schädlich und nach Möglichkeit ebenso wie anderer Schlamm vor der Zementierung durch Spülung zu beseitigen. Dies kann dadurch geschehen, daß man größere Mengen reinen Wassers durch das Bohrloch in das Gebirge preßt und auf diese Weise den Schlamm in Bewegung setzt und zurückdrängt. Der Erfolg wird immerhin zweifelhaft bleiben, da ja der Schlamm nicht entfernt, sondern nur auf eine gewisse und vielleicht nicht einmal große Entfernung zurückbewegt wird. Besser ist es deshalb, den Schlamm in der Nähe des Bohrloches gänzlich aus dem Gebirge zu entfernen, was durch Ansaugen und Auspumpen des Wassers aus dem Bohrloche oder, falls das Wasser unter Überdruck steht und in einen Schacht oder in Grubenräume ausspritzen kann, durch einfaches Strömenlassen geschieht. Mit dem Pumpen oder Fließenlassen des Wassers fährt man so lange fort, bis es völlig klar aus dem Bohrloche kommt. Am sichersten ist es, wenn man danach außerdem noch für einige Zeit die Spülung umkehrt und reines Wasser in das Gebirge preßt, um die letzten Schlammreste aus der Nachbarschaft des Bohrloches weiter in das Gebirge hineinzutragen.

**126. — Wahl des Zementes und des Mischungsverhältnisses.** Für das Verfahren benutzt man in der Regel Hochofenzement (besonders beliebt ist die Marke Thuringia, s. S. 99/100). Bei Zementierarbeiten in Kalischächten mit salzhaltigen Wassern hat man mehrfach den Zement nicht mit Wasser, sondern mit 15—20%iger oder auch mit gesättigter Steinsalzsole angerührt. Man erzielte damit den Erfolg, daß die salzhaltigen Wasser das

Abbinden nicht hinderten und daß der Zement sich an den Salzstoß fugenlos anschloß<sup>1)</sup>. In vereinzeltten Fällen (z. B. beim Zementieren eines „Salzhutes“) hat man auch Magnesiaement mit Erfolg benutzt<sup>2)</sup>.

Einen schnell bindenden Zement zu wählen, ist im allgemeinen nicht empfehlenswert, da beim Einspülen unter Umständen längere Zeit vergeht, ehe die Aufnahmefähigkeit des Gebirges erschöpft ist. Solange aber die Zementmilch noch fließt, kommt der zum Teil im Gebirge bereits abgelagerte Zement nicht zur Ruhe, so daß er nicht als geschlossene, feste Masse abbinden kann, sondern einen losen Schlamm bildet.

Die Zementmilch wird in verschiedenem Mischungsverhältnisse eingeführt. Die dünnsten Trüben haben 5—10% Zementgehalt. Der dickste noch fließende Schlamm hat etwa 68—69% Zement oder 100 kg auf rund 45 l Wasser. Für dünne Trüben eignen sich am besten hochwertige Zemente, da sie schärfer gebrannt und feiner gemahlen sind. Für dicke Trüben kann man Zement gewöhnlicher Art und Körnung benutzen. Man wendet sie an, wenn das Gebirge große und weite Hohlräume enthält. In solchen Fällen kann auch der Zusatz grober, scharfkantiger Sand- oder Kiesmassen zweckmäßig sein, oder aber man sieht zunächst von dem Einfließenlassen von Zement ganz ab und füllt die Räume im Spülstrom mit scharfkantigen Geröllen aus. Erst nach Ablagerung dieser Versatzmassen läßt man den dünnflüssigen Zementbrei folgen, der nunmehr die verbliebenen Hohlräume verkittet. Je enger und verästelter die auszufüllenden Klüfte und Risse sind, um so leichtflüssiger stellt man die Zementmilch ein. Auch pflegt man zum Schlusse der Spülung, wenn bereits der Abfluß stockt, zu noch leichtflüssigeren, wenig Zement enthaltenden Mischungen überzugehen.

Trotz Wahl der feinsten Zementmahlung und der flüssigsten Milch findet die Zementierfähigkeit klüftigen Gebirges eine gewisse Grenze, da ganz feine Haarrisse, auf denen reines Wasser noch fließen kann, der Zementmischung den Eintritt verwehren. Die auf solchen engen Wegen etwa zusitzenden Wassermengen werden aber in jedem Falle nur gering sein.

**127. — Die bei der Zement Einführung zu beobachtenden Bedingungen.** Von besonderer Bedeutung ist, daß das Einspülen der Zementmilch in ununterbrochener Folge bis zur Beendigung und tunlichst schnell vor sich geht. Wird der Zement mit Unterbrechungen oder zu langsam eingebracht, so bilden sich in den Rohrleitungen und im Gebirge durch vorzeitiges Abbinden Stopfen, und das gleichmäßige Weiterströmen der Trübe und die völlige Ausfüllung der Hohlräume auch bis in die oberen Verzweigungen werden behindert. Ein schnell eingebrachter Zement dagegen dringt auch in ansteigende Hohlräume mit ein und füllt sie vollständig aus. In keinem Falle darf Luft in den Zementstrom gelangen, da sonst Luftblasen die Folge sind.

Der Druck, mit dem die Zementtrübe in das Gebirge gepreßt wird, braucht zum Beginne der Arbeit, solange die Trübe leicht aufgenommen wird, nur

<sup>1)</sup> Braunkohle 1925, Nr. 21, S. 475 u. f.; E. Engert: Wasserabschluß durch Zementieren.

<sup>2)</sup> Zeitschr. d. Intern. Vereins d. Bohring. u. Bohrtechniker 1917, Nr. 9/10, S. 57 u. f.; C. Meuskens: Zementierverfahren beim Abteufen des Schachtes Wendland usw.

gering zu sein, muß aber in jedem Falle den im Gebirge vorhandenen Wasserdruck übersteigen. Je mehr der Widerstand durch Bildung von Zementniederschlägen im Gebirge wächst und je enger die auszufüllenden Hohlräume sind, desto höher wird zweckmäßig der angewandte Druck werden. Hierbei ist zu beachten, daß die Zementtrübe selbst ein höheres spezifisches Gewicht als Wasser besitzt. Geschieht also das Einspülen durch senkrechte Rohrleitungen von der Tagesoberfläche her, so wird schon das höhere spezifische Gewicht der Zementmilch einen gewissen Überdruck erzeugen. Genügt dieser Überdruck nicht, so kann man Pumpen anwenden. Man hat auf diese Weise Überdrücke bis zu 20, ja bis zu 80 at zur Wirkung gebracht. Erst wenn das Gebirge gar keine Zementtrübe mehr aufnimmt, hört man mit dem Einpressen auf. Sofort danach werden die Rohrleitungen und die etwa vorhandene Pumpe durch Wasserspülung gereinigt, damit Ansätze in ihnen vermieden werden.

Den Zementleitungen gibt man einen lichten Durchmesser von etwa 50 mm.

**128. — Zeitdauer des Erhärtens des Zementes und räumliche Ausdehnung der Versteinung.** In den engen Gebirgspalten erhärtet der Zement schnell. Gewöhnlich gibt man ihm nur 4—5 Tage Zeit zur Erhärtung, da nach dieser Zeit das Gebirge bereits dicht und wasserundurchlässig zu sein pflegt.

Über die Verbreitung des Zementes um das Bohrloch lassen sich naturgemäß bestimmte Angaben nicht machen, da hierfür die Natur des Gebirges und der Zusammenhang der Hohlräume entscheidend sind. Auf den Schächten der Grube Édouard-Agache hat man festgestellt, daß sich der Zement bis zu 50 m um den Schacht verbreitet hatte.

#### b) Handhabung des Verfahrens beim Schachtabteufen.

**129. — Einteilung.** Ein in den Einzelheiten feststehendes Schachtabteufverfahren mittels der Zementtränkung hat sich bisher noch nicht herausgebildet. Vielmehr weichen die an verschiedenen Orten durchgeführten Arbeiten mehr oder weniger voneinander ab. Die schon in der geschichtlichen Entwicklung erkennbaren Hauptunterschiede liegen darin, daß die Herstellung der Bohrlöcher und die Zementtränkung entweder

- a) von der Tagesoberfläche her oder
- b) absatzweise von der Schachtsohle aus

vorgenommen werden.

Das Verfahren, die Herstellung der erforderlichen Bohrlöcher und die Zementtränkung von der Tagesoberfläche aus vorzunehmen, hat insbesondere in Frankreich Aufnahme gefunden. In Deutschland ist man bisher fast allgemein absatzweise von der Schachtsohle aus vorgegangen.

**130. — Zementierung von der Tagesoberfläche her. Auskleidung und Fassung der Bohrlöcher.** Das Verfahren eignet sich besonders für den Fall, daß die wasserführenden Schichten nahe unter Tage liegen. Man setzt die Löcher in einem Kranze um den abzuteufenden Schacht an und hat dann den Vorteil, daß das Gebirge in einem größeren Umkreise, als dies bei der Arbeit von der Schachtsohle aus möglich ist, versteinert wird.

Die Zahl der Bohrlöcher kann wesentlich geringer als beim Gefrierverfahren sein. Man hat sich bisher mit etwa 6—8 Löchern begnügt (s. Abb. 375, S. 309).

Die für die Zementierung zu benutzenden Bohrlöcher bleiben am besten, soweit das Gebirge es gestattet, unverkleidet. Ist Nachfall zu befürchten, so werden sie mit gelochten Rohren besetzt.

Das oberste Stück des Bohrloches wird jedoch, damit die unter Druck gebrachte Zementflüssigkeit nicht nach oben hin durchbricht, fest verrohrt

und gesichert. Zu diesem Zwecke wird das Kopfende des Futterrohres in der Regel auf eine gewisse Länge (etwa 6 m) fest in das Gebirge einzementiert, was durch Feststampfen geschehen kann, falls das Loch weit genug ist (Abb. 376), oder auch auf die in Ziff. 135 angegebene Weise.

Auf einer belgischen Grube<sup>1)</sup> hat man ein Gebirge, das kurzklüftig war und viele unregelmäßig verlaufende Risse und Spalten aufwies, vor der Versteinung durch Sprengungen aufgelockert, um so durchgehende Wege für die Zementtrübe zu schaffen. Man brachte in den 140 mm weiten Bohrlöchern (etwa 40—50 m unter ihrem Ansatzpunkte) Sprengkörper, die mit 5—6 kg Dynamit gefüllt waren, zur Explosion und erreichte hierdurch eine stärkere Zementaufnahme und besseren Wasserabschluß.

131. — Tränkung der Bohrlöcher. Das einzelne Loch pflegt man gewöhnlich auf die volle Teufe abzubohren und danach als Ganzes zu tränken. Freilich werden die Löcher hierbei nicht allzu tief sein dürfen. Denn wenn die Zementmilch an vielen Stellen zugleich aus dem Bohrloche in das umgebende Gebirge übertreten kann, wird ihre Strömungsgeschwindigkeit allzu schnell verlangsamt, und die Folge ist, daß die Zementniederschläge nur in der unmittelbaren Nähe des Bohrlochs stattfinden. Um dies zu vermeiden, bringt man wohl die Löcher in einzelnen Absätzen (von z. B. je 8 m) nieder und tränkt jedesmal danach sofort das durchstoßene Gebirge. Es findet also ein fortschreitendes Zementieren des Gebirges von oben nach unten statt.

Das Einpressen des Zements durch Pumpen (Abb. 376) oder auch durch Preßluft (Abb. 384) kann in allen Löchern gleichzeitig oder nacheinander erfolgen. Es mag vorteilhafter erscheinen, die Arbeit gleichzeitig vorzu-

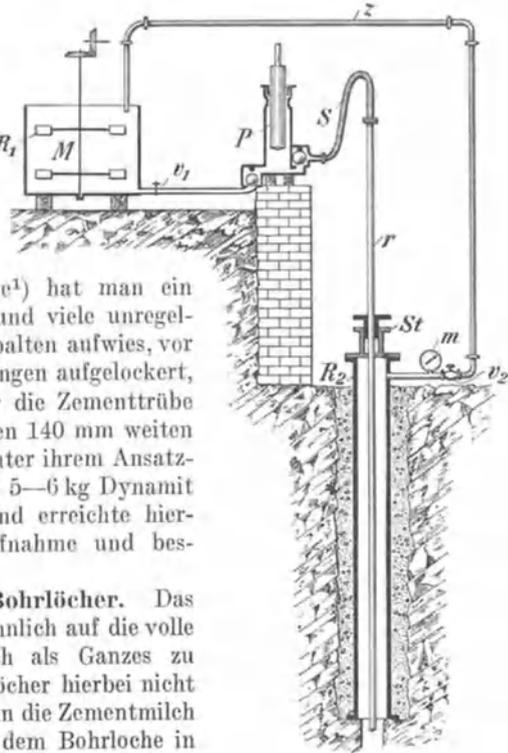


Abb. 376. Fassung der Bohrlöcher und sonstige Einrichtungen für das Zementierverfahren.

<sup>1)</sup> Glückauf 1922, Nr. 10, S. 288 u. f.; Auflockerung von Schichten durch Sprengung in Versteinungsbohrlöchern.

nehmen, solange noch sämtliche Wasserklüfte offen stehen, damit die Zementmilch sich gleichmäßig weit nach allen Seiten hin um den Schacht verbreiten kann. Auf diese Weise wird verhindert, daß der Wirkungskreis des ersten zementierten Bohrloches denjenigen der Nachbarlöcher durch vorzeitiges Schließen der Verbindungskanäle schädigt. Andererseits erfordert das Verfahren der gleichzeitigen Zementierung mehrerer Löcher besondere Vorrichtungen und wird in seiner Wirkung unübersichtlich, da Stockungen der Arbeiten bei einem Bohrloche auch den Betrieb der anderen beeinträchtigen. In der Regel zieht man deshalb aus Gründen der Einfachheit vor, ein Loch nach dem anderen zu zementieren.

**132. — Rückleitung der überschüssigen Zementtrübe.** Gewöhnlich pflegt man für ein Rückfließen der Zementtrübe, sobald das Gebirge die weitere Aufnahme versagt, nicht Sorge zu tragen, sondern die Flüssigkeit so lange in das Bohrloch einzupressen, als dieses sie aufnimmt, und damit aufzuhören, sobald kein Abfluß mehr besteht. In diesem Falle dient das Futterrohr, mit dem das Bohrloch gefaßt ist, gleichzeitig als Zuleitung für die Zementtrübe.

Man kann aber auch die Möglichkeit eines Rückflusses der überschüssigen Flüssigkeit vorsehen, indem man nach Abb. 376 ein besonderes Fallrohr  $r$  in das Futterrohr  $R_2$  einführt und an letzteres seitlich eine Abflußleitung  $z$  anschließt, die die Trübe zum Teil wieder in das Mischgefäß  $M$  zurückführt<sup>1)</sup>. Diese Leitung kann durch den Hahn  $v_2$  mehr oder weniger abgesperrt werden. Solange das Gebirge noch gut aufnahmefähig ist, bleibt der Hahn verschlossen. Sobald der Abfluß nachläßt und der Druck ansteigt, öffnet man allmählich den Hahn, so daß die Trübe unter dem eingestellten Höchstdrucke auch dann noch einige Zeit in dem Bohrloche umfließt, wenn schon das Gebirge nur noch sehr wenig oder nichts mehr aufnimmt. Dieses Verfahren ist zwar umständlicher, aber auch wirksamer.

**133. — Angaben über tatsächliche Ausführungen und Kosten.** Mittels des vorbeschriebenen Verfahrens sind in Frankreich mehrere Schächte niedergebracht worden. Die Zementierung erfolgte z. B. auf den Schächten der Grube Édouard-Agache<sup>2)</sup> bis 53 m Teufe, auf den Schächten der Gruben bei Béthune<sup>1)</sup> bis 95 m Teufe.

Die tatsächlichen Kosten haben nach Saclier für die beiden Schächte von 3,65 und 5 m lichtigem Durchmesser der Grube Édouard-Agache, die bis 53 m im zementierten Gebirge niedergebracht und bis 80 m Teufe mit Gußringen ausgebaut wurden, etwa 1500  $\mathcal{M}$  je 1 m betragen, wovon rund 315  $\mathcal{M}$  auf die Zementierung (175  $\mathcal{M}$  Bohrungen, 50  $\mathcal{M}$  Einrichtungen, 90  $\mathcal{M}$  Zement) und 1185  $\mathcal{M}$  auf das Abteufen, die Auskleidung und Sonstiges entfallen. Lombois<sup>3)</sup> veranschlagt die eigentlichen Zementierungskosten von der Tagesoberfläche aus für einen Schacht von 100 m Teufe auf etwa 500  $\mathcal{M}$  je 1 m.

**134. — Zementtränkung in Absätzen von der Schachtsohle aus. Allgemeines.** Diese Art der Zementierung wird stets dann angewandt

<sup>1)</sup> Bull. d. l. soc. d. l'ind. min. 1908, 4 sér., tome IX, S. 81 u. f.; R. Fagniez: *Emploi de la cimentation etc.*

<sup>2)</sup> Ann. d. min., Paris 1908, tome XIII, S. 347 u. f.; Saclier: *Sur le creusement etc.*

<sup>3)</sup> Bull. d. l. soc. d. l'ind. min. 1908, 4. sér., tome IX, S. 109 u. f.; J. Lombois: *Sur la cimentation etc.*

werden, wenn die wasserführenden Schichten unter einem trockenen Deckgebirge von größerer Mächtigkeit lagern, so daß das Niederbringen der Bohrlöcher von Tage aus einen erheblichen und an sich unnützen Aufwand an

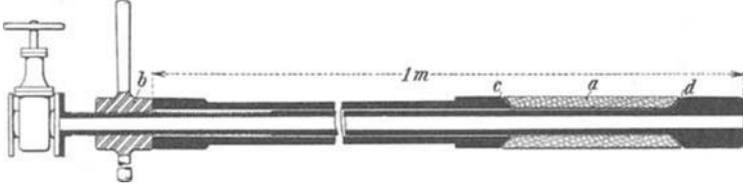


Abb. 377. Abdichtungsrohr.

Kosten und Zeit bedingt. Fälle solcher Art liegen z. B. vor, wenn man im Ruhrbezirke unter dem Emscher-Mergel in den klüftigen und öfter wasserreichen weißen Mergel gelangt, oder wenn man in Thüringen erst in großer Tiefe den gefürchteten Plattendolomit im Zechstein zu durchteufen hat. Auch wenn im festen Gebirge nur vereinzelte Klüfte ausnahmsweise und unregelmäßig als Wasserzubringer auftreten, wird man dem einfacheren und billigeren Verfahren der Zementtränkung von der Schachtsohle aus den Vorzug geben.

Die Herstellung der Bohrlöcher muß wegen der Gefahr des Einbruches der Wasser in den Schacht unter besonderen Vorsichtsmaßnahmen geschehen. Das einfache Wiedesche Verfahren (s. Ziff. 123, S. 308), daß man die Wasserklüfte ohne weiteres anbohrt und das Bohrloch erst danach durch das Zementeinführungsrohr selbst verschließt, ist nur bei geringen Wassermengen und Drücken anwendbar. In solchen Fällen kann man Abdichtungsrohre nach Abb. 377 anwenden, bei denen die Abdichtung durch eine Gummi- oder Bleimuffe *a* erfolgt<sup>1)</sup>, die durch Drehung der Schraubenmutter *b* unter dem Drucke der beiden sich nähernden Widerlager *c* und *d* gegen die Bohrlochwandung gepreßt wird. Auch da, wo man zur planmäßigen Zementierung noch nicht entschlossen ist, aber damit rechnet, daß schon die eine oder andere wasserführende Kluft angebohrt wird, kann man ein ähnliches Vorgehen anwenden, indem man auf der Sohle des Schachtes mehrere Holzpflocke oder auch hohle eiserne Abschlußpfähle<sup>2)</sup> vorrätig hält, die man schnell mit Treibfäusteln in das wasserbringende Bohrloch eintreiben kann. Die Abschlußpfähle (Abb. 378) besitzen seitlich angeschraubte Arme *a*, damit sie von mehreren Leuten gehalten und gehandhabt werden können.

Vorsichtiger ist es, überall da, wo man Wasser erwartet, die sog. „Standrohre“ zur Anwendung zu bringen, die vor Erreichung der



Abb. 378.  
Abschlußpfahl.

<sup>1)</sup> Bohrhammer 1922, Januarheft, S. 6; Norkus: Das Schachtabteufen nach dem Zementierverfahren.

<sup>2)</sup> Glückauf 1911, Nr. 21, S. 809 u. f.; Morsbach: Das Abteufen der Westfalenschächte bei Ahlen.

Wasserklüfte fest und sicher im Gebirge einzementiert werden (s. Ziff. 135). Die Rohre erhalten an ihrem Kopfe einen Verschuß, der einerseits die Fertigstellung des Zementierbohrloches nicht hindert, aber andererseits nach Anbohren der Wasser diese ohne Gefahr abzuschließen gestattet.

Den ersten Zementiersatz sucht man möglichst noch im trockenen Gebirge anzusetzen. Ist bereits ein Wasserdurchbruch erfolgt, so bringt man einen Zementklotz auf die Schachtsohle, damit der Schacht wieder gesümpft werden kann. Alsdann werden in dem Klotze die Standrohlöcher hergestellt. Um ganz sicher zu gehen, kann man auch mit untergehängten Gußringen arbeiten und einen falschen Böden anwenden, der die für das Ab-

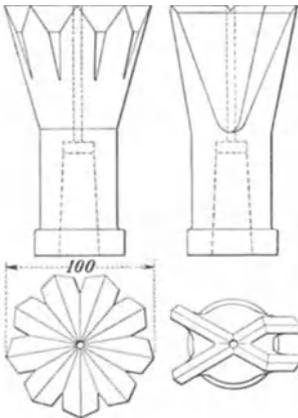


Abb. 379. Bohrkronen.

und eine Tiefe von 1,5—3 m. Man arbeitet mit Bohrkronen (Abb. 379), die den Bohrstangen von 26—30 mm Durchmesser aufgesetzt werden. Das Abbohren eines Standrohrloches dauert  $\frac{3}{4}$ — $1\frac{1}{2}$  Stunden.

Sobald das Loch die beabsichtigte Teufe erreicht hat, wird es mit flüssigem Zement gefüllt und das unten mit einem Zementpfropfen verschlossene Standrohr eingeschoben. Man benutzt zum Einzementieren der Rohre entweder Magnesiacement, der den Vorteil besitzt, daß er bereits in vier Stunden erhärtet<sup>2)</sup>, oder einen schnellbindenden Portlandzement, der zwar etwa 14—16 Stunden zum Erhärten gebraucht, aber auch fester hält. Die Einrichtung der Standrohre ergibt sich aus Abb. 380. Damit sie im Zement möglichst fest sitzen, erhalten sie ringförmige Einfräsungen oder am Fuße eine konische Aufweitung. Der Abschlußhahn am Kopfe ist mit  $h_2$  bezeichnet.

Eine besondere Art eines Standrohres für wasserführende Löcher ist bereits in Ziff. 120 beschrieben.

<sup>1)</sup> Ann. d. min., Paris 1907, tome XII, S. 493 u. f.; L. Morin: L'emploi de la cimentation etc.

<sup>2)</sup> S. Anm. <sup>2)</sup> auf S. 315.

bohren des nächsten Kranzes von Zementierlöchern erforderlichen Durchbohrungen besitzt<sup>1)</sup>. In Deutschland hat man von diesem ziemlich unständlichen und teuren Verfahren allerdings noch nicht Gebrauch gemacht.

**135. — Die Standrohlöcher und das Einzementieren der Standrohre.** Die Standrohlöcher werden mittels kräftiger Bohrhämmer von etwa 36—40 kg Gewicht meist unter Anwendung von Wasserspülung hergestellt. Die Löcher erhalten einen Durchmesser von 90—100 mm

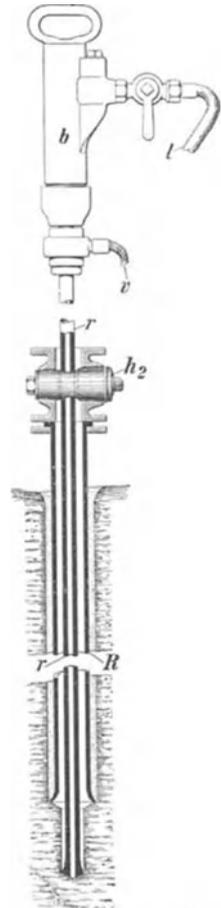


Abb. 380. Standrohr mit Bohrhämmer.

**136. — Die Zementierlöcher.** Nachdem die Standrohre befestigt und mit dem zu erwartenden Drucke, vermehrt um einen angemessenen Sicherheitszuschlag, abgepreßt sind<sup>1)</sup>, geht man an das Abbohren der Zementierlöcher.

Zu ihrer Herstellung bedient man sich meist leichter Bohrhammer als für die Standrohlöcher. In der Regel wendet man Wasserspülung an. Luftspülung ist seltener, weil sie in trockenem Gebirge den Schacht stark verstaubt; in mäßig feuchtem Gebirge versagt sie. Die 6 m langen Bohrstangen wurden früher durch Schraubenhülsen mit doppeltkonischem Gewinde (Abb. 381) miteinander gekuppelt. Da aber die vorstehende Hülse die Bohrmehl-Ausspülung behinderte und die Gewindeverbindung die Schlagkraft des Kolbens nicht unerheblich schwächte, hat man neuerdings die Einzelstangen bis zu Längen von 25 m zu einer einzigen Stange verschweißt. Um die langen Stangen bequem handhaben zu können, bringt man 20—50 m über der Schachtsohle (z. B. unter Benutzung des Spannlagers) eine feste oder schwebende Bühne an. Die Meißel (meist Z-Schneiden) werden an den Bohrstahl angeschmiedet. Die Anfangsbreite der Meißel muß mit Rücksicht auf die übliche Weite der Kük Bohrungen im Standrohrhahn etwas unter 50 mm liegen. Die Meißelbreite stuft sich in mäßig festem Gebirge je Meter Bohrloch um 1 mm,

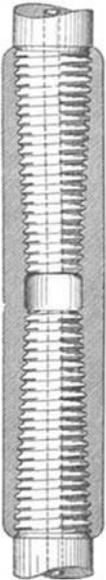


Abb. 381. Schraubenhülse.

in festem Gestein, z. B. in weißem Mergel, aber

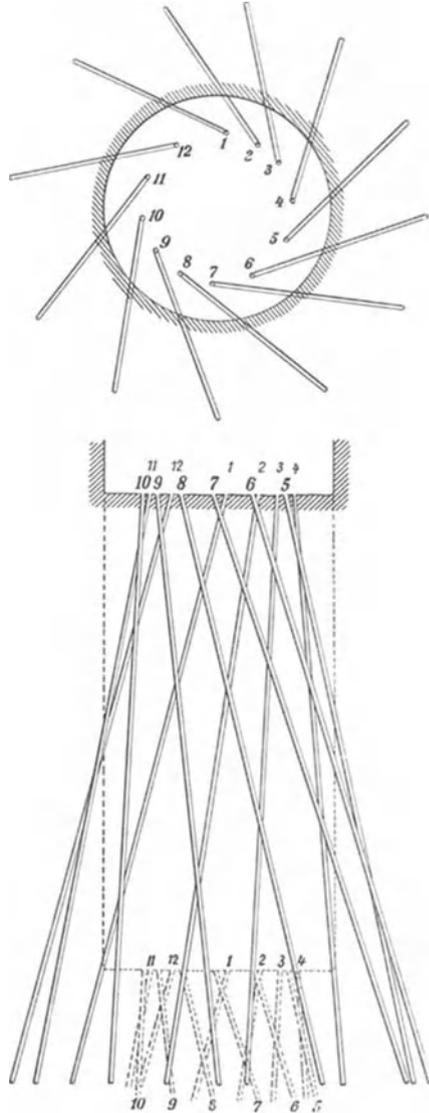


Abb. 382. Schräger Ansatz und Verlauf der Bohrlöcher für Zementierung des Gebirges beim Schachtabteufen.

<sup>1)</sup> Auf Zeche Emscher-Lippe bei Datteln unterwarf man bei etwa 500 m Schachtteufe die mit Portlandzement festgemachten Standrohre einem Probedrucke von 100 at.

auch um 2 mm ab. Daraus errechnet sich bei einer Endbreite des Meißels von 26 mm die einschließlich der Standrohrlänge erreichbare Bohrlochtiefe auf etwa 28 bzw. 14 m. Für das Abbohren eines 15 m tiefen Loches braucht man im Emscher-Mergel etwa  $1\frac{1}{2}$ —2 und im weißen Mergel etwa 2—3 Stunden. Damit beim Bohren das Hahnküken des Standrohres nicht verletzt wird, empfiehlt es sich, zu seinem Schutze eine trichterförmige Blechhülse einzuschieben, wodurch freilich die zulässige Anfangsbreite des Meißels um 3 mm und entsprechend auch die erreichbare Bohrlochtiefe vermindert wird.

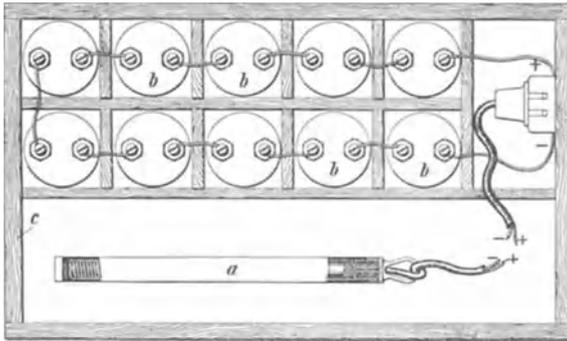


Abb. 383. Fang-Elektromagnet mit Batterie.

Die Löcher werden senkrecht nach unten oder auch in schräger Richtung und gleichzeitig etwas auswärts gerichtet (Abb. 382) abgebohrt. Letzteres erscheint ratsamer, weil infolge der wechselnden Richtung der Löcher die Gefahr, daß Klüfte nicht getroffen werden, verringert wird. Der in

Abb. 382 dargestellte Ansatz und Verlauf der Bohrlöcher kam bei den Zementierungsarbeiten der Zeche Viktoria bei Lünen zur Anwendung.

Die Zahl der auf die Schachtsohle zu verteilenden Bohrlöcher hängt sehr von der jeweiligen Zerklüftung des Gebirges ab. Beim Abteufen des Schachtes Emscher-Lippe 5 hat man in besonders gefährdeten Tiefen bis zu 49 Löcher je Zementierabsatz niedergebracht.

Um im Falle von Brüchen der langen Bohrer das Bohrloch nicht aufgeben zu müssen, hat man beim Abteufen des Winkhaus-Schachtes der Zeche Radbod einen Elektromagneten *a* (Abb. 383) benutzt, der mit der den Strom liefernden Akkumulatorenbatterie *bb* in einem handlichen Kasten *c* untergebracht war. Mit dem Magneten konnten kurze Stücke ohne Schwierigkeit herausgezogen werden. Bei längeren Stücken war die Fangarbeit schwieriger und nicht stets von Erfolg begleitet.

**137. — Die Tränkung der Zementierlöcher.** Das Zementieren kann von über Tage aus erfolgen, wie dies auf der linken Hälfte der Abb. 384 dargestellt ist. Die Zementtrübe wird durch einfaches Umrühren in dem Behälter *b* bereitet und mit Eimern in den Trichter *t* übergefüllt. Sobald der Abfluß aus dem Trichter stockt, ist das Loch gesättigt. Man schließt dann unten im Schachte den Hahn *h*, und löst die Verbindung der Rohrleitung *l* mit dem Standrohr *R*, so daß die Trübe aus der Rohrleitung auslaufen kann, ehe ein Niederschlagen und Erhärten des Zementes eintritt. Zwecks Reinigung spült man sofort mit klarem Wasser nach. An Einfachheit ist dieses Verfahren kaum zu übertreffen.

Sollen bei starker Aufnahmefähigkeit des Gebirges dicke Zementtrüben

angewandt werden, so ist wegen der zu befürchtenden Verstopfungen der Leitungen die Zementierung von der Schachtsohle aus vorzuziehen. Z. B. wurde auf der Heinrichsglückgrube<sup>1)</sup> bei Nikolai (O.-S.) die Zementtrübe im Schachttiefsten in einem 800 l haltenden Mischgefäß *m*, dessen Einrichtung Abb. 385 zeigt, hergestellt. Die Welle *b* mit den Rührarmen *c* wurde von Hand mittels des Vorgeleges *d*, *e* und später durch einen kleinen Elektromotor in Umdrehung versetzt und auch in Bewegung gehalten, nachdem das Gefäß (s. rechte Seite der Abb. 384) einerseits an die Preßluftleitung *l*<sub>1</sub> und andererseits an das Standrohr *R* angeschlossen war. Selbstverständlich muß hierbei der Preßluftdruck den Druck der Wassersäule im Gebirge übersteigen. Zu diesem Zwecke war auf der Heinrichsglückgrube am Schacht ein Hochdruckkompressor *c* aufgestellt, der die Luft aus der Preßluftanlage der Grube mit  $6\frac{1}{2}$  at ansaugte und sie auf 15–18 at verdichtete. Die Einrichtung bot insbesondere den Vorteil, daß man den Druck, mit dem die Zementtrübe in das Gebirge überführt wurde, beliebig einstellen konnte.

Nachdem alle Löcher mit Zement gesättigt sind, gibt man diesem 4 bis 5 Tage Zeit zum Abbinden. Sodann wird der Absatz in gewöhnlicher Weise abgeteufelt und, wenn möglich, gleich ausgebaut. Etwa 4 m ober-

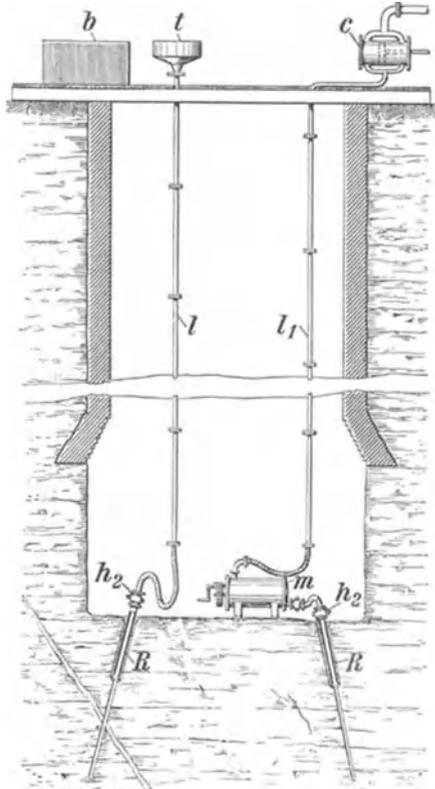


Abb. 384. Tränkung der Zementierlöcher von Tage und von der Schachtsohle aus.

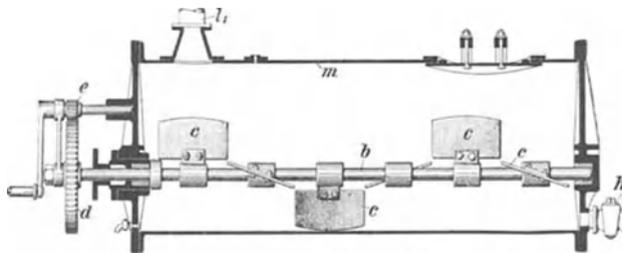


Abb. 385. Mischgefäß für Schachtzementierungen.

<sup>1)</sup> Glückauf 1911, Nr. 32, S. 1245 u. f.; Ebeling: Neue Erfahrungen mit dem Zementierverfahren usw.

halb der Teufe, die die Zementierlöcher erreicht haben, unterbricht man das Abteufen, um von neuem die Standrohlöcher in dem noch fest zementierten Gebirge des ersten Absatzes anzusetzen (s. Abb. 382).

138. — **Angaben über tatsächliche Ausführungen und Kosten.** Auf Schacht 3 der Berginspektion Vienenburg (Harz) hat man eine besonders gefährdete Schicht im Trümmergips bei etwas mehr als 200 m Tiefe unmittelbar über dem Steinsalzlager in einem einzigen Absatze zementiert<sup>1)</sup>. Zu diesem Zwecke wurde nach Abb. 386 auf der Schachtsohle zunächst ein 50 cm hohes Bett von Gabbro-Kleinschlag *a* mit einem gelochten Wasser-

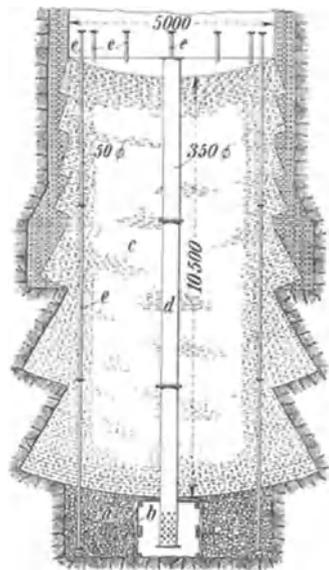


Abb. 386. Gemauerter Schachtpfropfen.

kasten *b* in der Mitte, aus dem die bereits schwach fließende Lauge weggepumpt werden konnte, eingebracht. Sodann führte man einen Mauerblock *c* hoch, in den ein 350 mm weites Mittelrohr *d* und 12 Standrohre *e* für das spätere Anbohren und Zementieren der gefährdeten Schicht eingemauert wurden. Durch das Mittelrohr wurde, nachdem man den Schacht des Gegendrucks wegen mit Wasser gefüllt hatte, zunächst der Gabbro-Kleinschlag über der Schachtsohle zementiert. Nach Sumpfung des Schachtes bohrte man durch die Standrohre *e* den Trümmergips an, der bei dem Zementieren ganz gewaltige Zementmengen aufnahm. Wie später festgestellt wurde, fanden sich offene Hohlräume nur zwischen 208,3 und 211,4 m Teufe. Auf diese geringe Höhe wurden aber insgesamt 120000 Sack Zement, dem man zur Verlängerung noch große Mengen Pochsand beigemischt hatte, aufgenommen. Der gesamte so verfüllte Hohlraum wurde auf etwa

4000 m<sup>3</sup> berechnet. Die schwierigen Arbeiten hatten vollen Erfolg.

Mittels des absatzweisen Zementierverfahrens wurde auf dem Schachte Sachsen-Weimar bei Unterbreizbach (Thüringen) der Plattendolomit von 529 bis 550 m Teufe zementiert, wobei die in ihm enthaltenen Wasser unter einem Drucke von 50 at standen. Bei den ganz unregelmäßig durcheinanderlaufenden Klüften und Spalten dieser Schicht gelang freilich mit den 16 angesetzten engen Bohrlöchern von nur 40 mm Weite die völlige Versteinung und der Wasserabschluß nicht. Immerhin gingen die Wasserzuflüsse auf 3 m<sup>3</sup> minutlich zurück, so daß es möglich wurde, den Schacht mit Hand durch den Plattendolomit abzuteufen.

Auf Zeche Viktoria bei Lünen teufte man nach dem Verfahren, wie es durch Abb. 382 gekennzeichnet ist, von 342,7—437,7 m, also insgesamt einen Schachtteil von 95 m, mit vollem Erfolge in 149 Tagen ab, wobei die Gesamtkosten auf 3276 *M* je 1 m berechnet wurden<sup>2)</sup>.

<sup>1)</sup> Kali 1930, Nr. 3, S. 33 u. f.; C. Erlinghagen jun.: Neuere bergmännische Zementierarbeiten usw.

<sup>2)</sup> Berichte d. Abt. Bergbau des Intern. Kongresses f. Bergb. usw. 1910, Düsseldorf, S. 42 u. f.; Bruchausen: Schachtabteufen nach dem Versteinungsverfahren.

Auf der Heinrichsglückgrube bei Nikolai (O.-S.) wurde etwa dasselbe Verfahren, wobei nur die Drehbohrmaschinen durch Bohrhämmer ersetzt waren, von rund 38—95 m Teufe ebenfalls mit gutem Erfolge angewandt. Die durch das Abteufen mit dem Zementierverfahren entstandenen Mehrkosten berechneten sich für 1 m auf nur 142  $\mathcal{M}$ <sup>1)</sup>.

Nach den im Ruhrbezirk in den letzten Jahren gemachten Erfahrungen kann man annehmen, daß durch das Zementieren das Schachtabteufen um 500—1000  $\mathcal{M}$  je Meter verteuert wird.

Insgesamt läßt sich über Leistungen und Kosten sagen, daß das Verfahren bisher unter verschiedenen Umständen und örtlichen Verhältnissen mit mehr oder minder gutem Erfolge ausgeführt worden ist, daß es aber unmöglich scheint, allgemeingültige Angaben zu machen, die in einer auch nur annähernd zutreffenden Weise für alle Verhältnisse zuträfen.

**139. — Das Sonnenschein-Versteinungsverfahren<sup>2)</sup>.** Um auch nicht zementierfähige Schwimmsandschichten zu versteinen, hat die Firma Sonnenschein in Gleiwitz beim Abteufen eines Wetterschachtes ein besonderes Verfahren angewandt: sie stellt im Schwimmsand künstlich Hohlräume her und füllt diese sodann mit Zement aus. Für das Verfahren (Abb. 387) muß das schwimmende Gebirge durch einen künstlich eingebrachten Pfropfen *a* oder durch eine feste natürliche Schicht gegenüber den beim Zementieren auftretenden Drücken sicher abgeschlossen sein. In den Verschlusspfropfen werden etwa 1 m lange Standrohre *b*, die oben mit Hähnen versehen sind, einzementiert. Durch Hahn und Standrohr wird der Verschlusspfropfen durchbohrt. Das schwimmende Gebirge quillt beim Anbohren mit mehr oder weniger Druck hoch oder wird besser, um nicht die Gebirgsmasse in Bewegung zu bringen, von einem Nachbarloch her durch eingeführtes Druckwasser ausgespült, so daß in der Umgebung dieses Bohrloches ein zwar wassergefüllter, aber sandleerer Raum *c* von beispielsweise einigen 100 l Inhalt entsteht. Darauf wird an das Rohr die Zementierleitung angeschlossen und der geschaffene Hohlraum unter einem Überdruck von 25—30 at mit

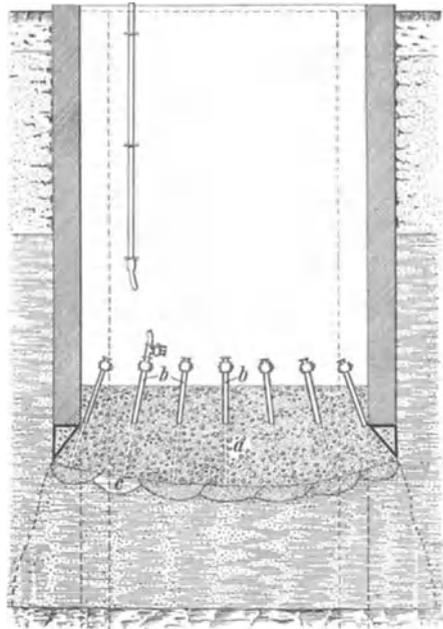


Abb. 387.  
Versteinungsverfahren nach Sonnenschein.

<sup>1)</sup> S. Anm. <sup>1)</sup> auf S. 319.

<sup>2)</sup> Glückauf 1924, Nr. 27, S. 559 u. f.; Dr.-Ing. Gross: Schachtabteufen durch Schwimmsandschichten mit Hilfe eines neuen Versteinungsverfahrens.

Zement verfüllt. Durch Zusatz von Sodalaugewird die Abbindezeit auf 1—2 Stunden verkürzt. Diese Arbeitsweise wiederholt sich bei sämtlichen Standrohren, so daß sich immer weitere Zementgebilde ansetzen. Nach einigen Tagen wird die erste Zementfüllung durchbohrt und so die Versteinung allmählich nach unten fortgesetzt. Das Verfahren wird in jedem Falle viel Zeit erfordern und deshalb für eilige und wichtige Schachtabteufen kaum in Frage kommen. Dagegen zeichnet es sich durch geringe Anlagekosten und Einfachheit aus und kann, wo diese Vorteile entscheidend sind, angebracht sein.

**140. — Das Zementierverfahren von François. Allgemeines.** Der Belgier François hat ein Verfahren angegeben<sup>1)</sup>, mittels dessen eine bis zu einem gewissen Grade erfolgreiche Zementierung poröser Sandsteine, wie sie namentlich in der Buntsandsteinformation vorkommen, möglich ist. François bereitet die sonst schlecht zementierfähigen Sandsteine dadurch vor, daß er in sie chemische Lösungen zum Zwecke der Erzielung eines kolloidalen Niederschlags einführt. Als Lösungen benutzt er Aluminiumsulfat einerseits und Natriumsilikat andererseits. Das sich beim Zusammentreffen bildende unlösliche Aluminiumsilikat soll selbst nicht in erster Linie abdichtend und verstopfend wirken, obwohl dieser Erfolg in den feinsten Haarrissen und Poren zum Teil eintritt, sondern soll gleichsam als Schmiermittel der Zementmilch den Weg bereiten, ihr das Eindringen erleichtern und den Niederschlag und das Haften des Zements begünstigen. Die tatsächlichen Erfolge zeigen, daß auf diese Weise mindestens zum Teil das Ziel erreicht wird.

Das Abteufen wird in einzelnen Absätzen durchgeführt. Die Höhe der Absätze ist einerseits von der erzielbaren Bohrlochtiefe — etwa 35 m — und andererseits von dem Erfolge in der Abschließung des Wassers abhängig, da im Tiefsten des Abteufabsatzes die Wasserzugänge die Pumpenleistung nicht überschreiten dürfen. Der endgültige Wasserabschluß erfolgt sodann durch einen dem Verfahren angepaßten Schachtausbau.

**141. — Ausführungsbeispiel.** Abb. 388 zeigt die Anordnung der Tagesanlagen für das Abteufen einer größeren Doppelschachtanlage, die im Buntsandsteine bis 300 m niedergebracht werden soll. Die wichtigsten Gebäude und Anlagen sind in der Abbildung unmittelbar bezeichnet. Hinzu kommen die Lagerplätze *a* für die Werkstoffe und Teile der Schachtauskleidung. Für jeden Schacht sind 4 Fördertrumme und 4 Pumpentrumme, also je 2 Fördermaschinen und 4 Pumpenhaspel, vorgesehen. Um nicht die Fördergerüste mit den Pumpen zu belasten, sind die Seilscheiben für diese unter der Rasenhängebank im Schacht selbst verlagert.

Die Schächten *b* mit den anschließenden, zu den Schächten führenden Kellern dienen zum Einbringen der Pumpen und zum Auswechseln, wenn sie ausbesserungsbedürftig geworden sind. Die Schächten sind mit der Werkstatt durch Gleise verbunden.

Die Pumpenhalle enthält die Pumpen für die Zementier-, Reinwasser- und Chemikalienleitungen, die von hier zu den Schächten geführt werden.

<sup>1)</sup> D. R. P. 323 412. Das Verfahren wird ausgeführt von den Firmen Procédés de Cimentation „François“, Paris, und The François Cementation Co., Ltd., Doncaster.

Bei den Abteufarbeiten<sup>1)</sup> unter Anwendung des Verfahrens werden in einem Schachte von 5 m lichem Durchmesser für das Niederbringen eines Schachtabsatzes von etwa 20 m Teufe in der Regel 42 Bohrlöcher notwendig, die in 3 Kreisen *a—c* (Abb. 389) angeordnet werden, nachdem vorher die Standrohre *d* in üblicher Weise eingebracht und befestigt sind. Der engste Bohrlochkreis *a* mit den am steilsten stehenden Löchern umfaßt beispielsweise 10, die beiden äußeren *b* und *c* mit etwas flacher verlaufenden Löchern je 16 Bohrlöcher. Zunächst werden gewöhnlich 2 gegenüberliegende Löcher des engsten Bohrlochkreises in Angriff genommen und auf etwa 4—5 m Tiefe

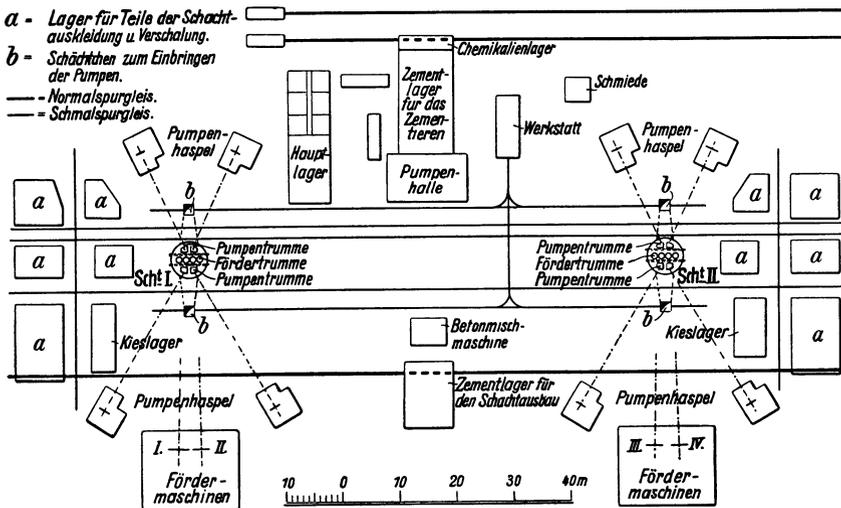


Abb. 388. Tagesanlage für das Abteufen eines Doppelschachtes nach dem Verfahren von François.

niedergebracht. Treten Wasserzuflüsse auf, so erfolgt eine sofortige Behandlung dieser Löcher, indem man sie zunächst durch Ausströmenlassen des Wassers und Wiedereinpumpen reinen Wassers auszuspülen sucht. Dann werden gleichzeitig verhältnismäßig schwache Lösungen der beiden oben genannten Chemikalien durch das Standrohr eingeführt. Der schon im Einführungsloche sich bildende geringe Niederschlag von Aluminiumsilikat dringt in das Gebirge ein und bereitet der sofort danach eingepreßten Zementtrübe den Weg. Danach werden fortschreitend auch die übrigen Löcher des Kreises entsprechend behandelt und allmählich tiefer gebracht. Die Löcher des ersten Kreises sollen in der Hauptsache große Zementmengen aufnehmen, um die im Gebirge vorhandenen offenen Spalten, Klüfte und Hohlräume weitgehend zu verfüllen. Die Löcher des zweiten und dritten Kreises dienen in erster Linie zum Tränken des Gebirges mit den chemischen Lösungen, mittels derer die feinsten Haarrisse und Poren in weiterem Umkreise um den Schacht abgedichtet werden sollen. Demgemäß verläuft hier das Verfahren anders. Meist werden gleichzeitig mehrere Löcher mit den Lösungen

<sup>1)</sup> Coll. Guard. 1930, Nr. 3036, S. 507 u. f.; Atherton: Cementation applied to Mining.

behandelt, und zwar derart, daß beispielsweise in das 1., 3., 5. und 7. Loch nach der Reihenfolge im Kreise die eine Lösung und in das 2., 4., 6. und 8. Loch die andere eingepreßt wird. Die Lösungen dringen also zu gleicher Zeit in das Gebirge ein, treffen sich hier und bewirken den Niederschlag. Löcher, die größere Wasserzuflüsse bringen, werden sodann nachzementiert. Unter günstigen Umständen werden auf diese Weise bis zu 80% der Wasserzugänge abgeschlossen.

Erst der Ausbau soll aber die Wasser ganz zurückdrängen. In den meisten Fällen hat man einen

aus eisenbewehrtem Stampfbeton bestehenden Ausbau angewandt, der am äußeren Umfange durch eine Blechverkleidung gegen das an den Schachtstößen herabrieselnde Wasser geschützt wird (Abb. 390). Zuerst wird der doppelkegelförmige Ausbaufuß *a* im dichten Anschluß an das Gebirge hergestellt, wobei die oberen Wasser abgefangen und über den Ausbaufuß hinweg in den Schachtsumpf geleitet werden. Sodann wird die Stampfbetonwand *b* zwischen einer vorgebauten Verschalung *c* und der äußeren Blechverkleidung *d* unter gleichzeitiger Ausfüllung des Ringraumes zwischen

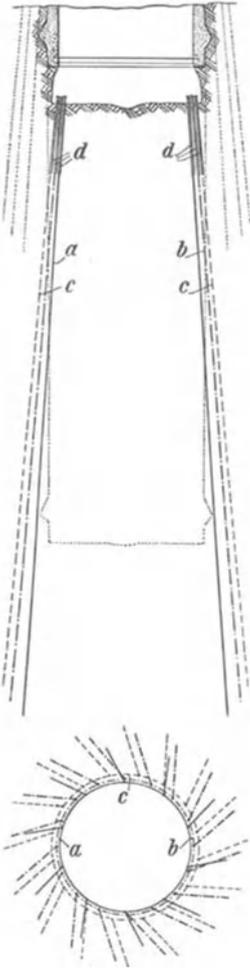


Abb. 389. Ansetzen der Bohrlöcher für das Verfahren von François.

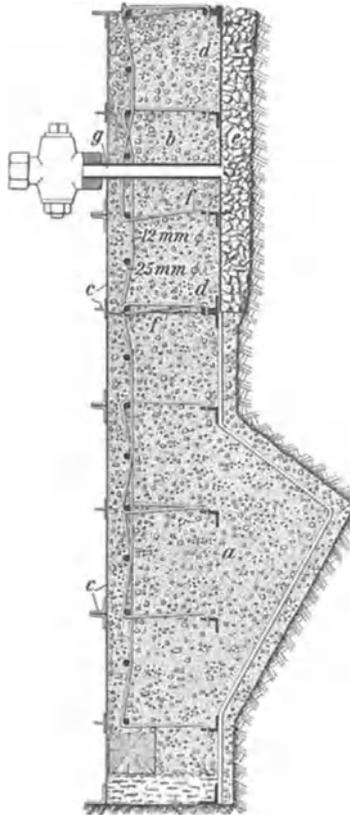


Abb. 390. Schachtauskleidung von François.

letzterer und dem Gebirge mit sorgfältig gewaschenem Kies oder Kleinschlag *e* hochgeführt. Die Segmente der Blechverkleidung sind mit Winkelseisen versteift und werden miteinander verschraubt. Auch werden, wie Abb. 390 erkennen läßt, die Querverbindungen *f* der Eisenbewehrung in Löcher der Winkelschienen eingehakt. Bei günstigem Gebirge kann die Blechverkleidung sofort während des Abteufens untergehängt werden. In

diesem Falle müssen aber Öffnungen zum Einbringen des Hinterfüllungskieses vorgesehen sein. Nach Erhärten der Stampfbetonwand — meist nach 10 bis 14 Tagen — wird der Ringraum zwischen Blechverkleidung und Gebirge mittels des Preßverfahrens (s. 6. Abschnitt, S. 119, Ziff. 107) durch die in regelmäßigen Abständen angebrachten Anschlußrohre *g* mehrfach zementiert, bis die Wasserzugänge abgeriegelt sind. Die letzten Einpressungen der dünnsten Zementmilch erfolgen unter Überdrücken von 50—60 at.

**142. — Erfolge. Leistungen. Kosten<sup>1)</sup>.** Mittels des Verfahrens sind bereits insgesamt 28 Schächte bis zu Teufen von etwa 300 m mit Durchmessern bis zu 7 m niedergebracht worden. Davon entfallen allein 18 auf die Grafschaft Yorkshire in England. Insbesondere hat zumeist die erzielte Wasserdichtigkeit der fertigen Schächte befriedigt, da die nach Vollendung des Ausbaues verbliebenen Wasserzugänge auf der ganzen Schachthöhe vielfach nur 5—10 l/min betragen. Gußringausbau pflegt größere Undichtigkeiten zu besitzen. Auch die Standfestigkeit und Dauerhaftigkeit des Ausbaues haben bisher zu keinerlei Bedenken Anlaß gegeben. Weniger befriedigend sind die Abteufleistungen, die insgesamt bei glattem Verlauf der Arbeiten nur etwa 0,3—0,6 m je Arbeitstag betragen. Auch die Kosten sind entsprechend der geringen Leistung verhältnismäßig hoch. Sie sind zwar geringer als die des Gefrierverfahrens mit nachfolgendem Gußringausbau; immerhin werden sie gegenüber diesem auf etwa 60—70% zu veranschlagen sein.

## VII. Vergleichender Rückblick auf die Anwendbarkeit der verschiedenen besonderen Abteufverfahren<sup>2)</sup>.

**143. — Allgemeines. Schächte bis 30 m Teufe.** Bereits in Ziff. 2 dieses Abschnittes ist gesagt, daß das gewöhnliche Abteufverfahren stets in erster Linie in Betracht kommen wird und daß nur allzu starke Wasserzuflüsse dazu zwingen können, auf die sonstigen Verfahren zurückzugreifen. Bei der Wahl des einen oder anderen Verfahrens sind in erster Linie die Teufe, in der die wasserführenden Schichten auftreten, die voraussichtlichen Kosten, die Schnelligkeit des Abteufens oder die Leistungen und die Wahrscheinlichkeit des Gelingens entscheidend.

Sehr häufig sind besonders wasserreiche Schichten nahe unter der Tagesoberfläche zu durchteufen. Handelt es sich dabei nur um wenige Meter, so wird das Abspunden des Schachtes sich in der Regel am billigsten stellen. Für Teufen von 6—8 m ist es mit großer Aussicht auf Erfolg anzuwenden. Darüber hinaus wird das Gelingen zweifelhaft. Das Grundwasser-Ab-senkungsverfahren ist noch wenig erprobt; immerhin wird es für Teufen von 10—15 m in Betracht gezogen werden können. Preßluftsenkschächte können bei schwierigen Deckgebirgsverhältnissen empfehlenswert sein, wenn

<sup>1)</sup> Rev. d. l'ind. min. 1927, Nr. 165, S. 451 u. f.; Arguillère: Cimentation des grès vosgiens; — ferner Ann. d. min. de Belgique 1927, 4. livr. S. 1157 u. f.; Viatour: Application de la cimentation dans le creusement d'un puits.

<sup>2)</sup> Kohle und Erz 1929, Nr. 14, Sp. 571 u. f.; W. Schulz: Neuere Erfahrungen beim Schachtabteufen.

der anzuwendende Preßluftüberdruck 2 at nicht übersteigt. Darüber hinaus wachsen die gesundheitlichen Gefahren für die Belegschaft stark. Auch ist die Leistung wegen des lästigen Ein- und Ausschleusens von Mannschaften, Werkstoffen und gewonnenem Gebirge gering. Das gewöhnliche Senkschachtverfahren wird bis etwa 30 m Teufe noch gut in Wettbewerb mit den übrigen Schachtabteufverfahren treten können, namentlich wenn die wasserführenden Schichten auf einer söhlig gelagerten wasserstauenden Ton-schicht ruhen, so daß der Wasserabschluß nach unten hin keine Schwierigkeiten macht.

**144. — Tiefere Schächte.** Für Teufen über 30 m scheiden aber die vor- genannten Verfahren in der Regel aus. Als dann stehen als Ersatz des gewöhn- lichen Abteufens für lockeres Gebirge das Honigmannsche Schachtbohr- und das Gefrierverfahren und für festes Gebirge das Abbohren nach Kind-Chaudron, das Gefrier- und das Versteinungsverfahren zur Verfügung. Neben den schon genannten Gesichtspunkten kommt hier noch die Rücksicht auf die Größe des erzielbaren Schachtdurchmessers in Betracht.

Was die Kosten und Leistungen betrifft, so mag darüber für Schächte von 5,0—5,5 m lichtigem Durchmesser die folgende Zahlentafel einen ungefähren Überblick geben:

Schacht- teufen m	Honigmannsches Bohrverfahren		Abbohren nach Kind-Chaudron <sup>1)</sup>		Gefrierverfahren		Versteinungs- verfahren <sup>2)</sup>	
	Kosten je 1 m <sup>3)</sup> M	Monatliche Leistungen m	Kosten je 1 m <sup>4)</sup> M	Monatliche Leistungen m	Kosten je 1 m <sup>5)</sup> M	Monatliche Leistungen m	Kosten je 1 m <sup>6)</sup> M	Monatliche Leistungen m
100	4000	10—20	8000	4—10	5750	10—20	2600	20—35
200	6000	8—12	8800		6750			
300	Für eine begründete Schätzung liegen noch nicht genü- gende Erfahrungen vor.		10700		8000			
400			13600		10000			
500			16800		12000			
600			20800		15000			
						3000		

<sup>1)</sup> Falls Schachtteile von 100 m Höhe abgebohrt werden (die Zahlen in der ersten Spalte geben die mittleren Bohrteufen an).

<sup>2)</sup> Im Mergel, unter den Verhältnissen des Ruhrbezirks.

<sup>3)</sup> Mit schmiedeeisernem Ausbau und Betonierung.

<sup>4)</sup> Mit einfachem Gußringausbau.

<sup>5)</sup> Mit einfachem Gußringausbau. Verstärkter Ausbau erhöht die Kosten entsprechend.

<sup>6)</sup> Mit Betonausbau bei günstigem Verlauf der Arbeiten.

Das Honigmannsche Schachtbohrverfahren hat zwar bemerkenswerte Erfolge aufzuweisen, ohne daß es jedoch bereits zu den in jedem Falle ein sicheres Gelingen des Abteufens verbürgenden Verfahren gehört. Die besten Vorbedingungen für den Abteuferfolg scheint vorwiegend sandiges Gebirge zu bieten. In günstigen Fällen sind die Leistungen mit etwa 10 bis 20 m monatlich recht befriedigend. Wo die Verhältnisse günstig liegen, verdient jedenfalls das Verfahren ernsthaft in Berücksichtigung gezogen zu werden. Nachteilig ist, daß die Schwierigkeiten mit größeren Schachtdurchmessern wachsen. Einen lichten Schachtdurchmesser von 5,2 m hat man

bisher nicht überschritten. Die Kosten bleiben unter denen des Gefrierverfahrens.

Das Bohrverfahren nach Kind-Chaudron bietet zunächst den Vorteil, daß man es für das Durchteufen einer einzelnen, besonders wasserreichen Schichtengruppe anwenden kann, wobei man bis zum Erreichen des wasserführenden Gebirges das billigere gewöhnliche Abteufen zu benutzen pflegt. Hierdurch wird die Gesamthöhe der Abteufkosten günstig beeinflußt. Auch wachsen Kosten und Schwierigkeiten mit zunehmender Teufe nicht erheblich. Dabei spricht für das Abbohren eine besonders große Wahrscheinlichkeit des Gelingens.

Das Gefrierverfahren ist hinsichtlich der Leistungen und Kosten dem Schachtbohrverfahren nach Kind-Chaudron erheblich überlegen, während es gegenüber dem Honigmannschen Bohrverfahren, soweit ein Vergleich möglich ist, zurücksteht. Für das Gefrierverfahren spricht insbesondere, daß es von der Art des Gebirges nur in geringem Grade abhängig ist. Es ist ferner hervorzuheben, daß das Gefrierverfahren verhältnismäßig mit nur wenig Fehlschlägen zu rechnen gehabt und in den meisten Fällen zum Ziele geführt hat. Es steht in dieser Beziehung nur dem Schachtbohrverfahren nach. Ein besonderer Vorteil des Gefrierverfahrens ist aber weiter, daß der Schachtdurchmesser beliebig gewählt werden kann. Alle diese Vorteile haben ihm eine steigende Beliebtheit in den letzten Jahren verschafft. Freilich wachsen die Schwierigkeiten mit zunehmender Teufe schnell. Immerhin hat man bereits Teufen über 600 m erreicht (s. S. 286), und es ist anzunehmen, daß man damit noch nicht an der Grenze des Möglichen steht.

Das Versteinungsverfahren schließlich hat den Vorzug, sehr vielseitig zu sein und die verschiedensten Anwendungsmöglichkeiten zu gestatten. Es versagt freilich meistens, wenn es sich um toniges, schlammiges Gebirge oder Schwimmsand handelt. Wo es anwendbar ist, besitzt es eine Reihe besonderer Vorzüge. Die zu treffenden Einrichtungen sind einfach, billig und schnell zu beschaffen. Auch verläuft das Verfahren selbst verhältnismäßig schnell, da nur wenige Tage zum Erhärten des Zements in den Gebirgspalten notwendig sind. Als günstige Nebenwirkung stellt sich heraus, daß das Gebirge ebenso wie die Schachtwandung befestigt und gesichert wird. Ganz besonders dann wird das Verfahren mit Vorteil anwendbar sein, wenn es sich darum handelt, in festem, geschlossenem Gebirge einzelne wasserführende Klüfte zu schließen oder eine nicht allzu mächtige, wasserführende Schichtengruppe zu überwinden. Gegenüber dem Bohrverfahren nach Kind-Chaudron besitzt in solchen Fällen das Versteinungsverfahren den Vorteil der Billigkeit, der höheren Leistung und der Möglichkeit, den vollen Schachtdurchmesser beizubehalten.

## Achter Abschnitt.

# Förderung.

## I. Allgemeine Erörterungen.

**1. — Einleitung.** Die Förderung umfaßt alle Einrichtungen, Anlagen und Vorkehrungen, die der Fortbewegung der gewonnenen Mineralien vom Abbaustoß bis zum Eisenbahnwagen, Lastwagen oder Pferdefuhrwerk dienen und umgekehrt die für den Grubenbetrieb erforderlichen Werkstoffe und Hilfsmittel (Grubenholz, Ziegel und Mörtel, Schienen, Rohre usw.) in die Baue bringen sollen.

Hier soll nur die Grubenförderung — d. h. die Förderung zwischen Abbau und Hängebank — besprochen, die an der Hängebank ihren Ausgangspunktnehmende Tagesförderung dagegen nur so weit erwähnt werden, als es ihre Beziehungen zur Grubenförderung erfordern.

Auch für die Förderung gilt, daß sie von ganz besonderer Bedeutung für den Steinkohlenbergbau ist. Nicht nur die großen Fördermengen sind hier zu nennen, sondern auch ihre immer mehr zunehmende Zusammendrängung auf eine verhältnismäßig kleine Zahl von Schachtanlagen, woraus sich dann lange Förderwege unter Tage ergeben. Außerdem stellt die Förderung der Versatzberge, mögen sie nun im Grubenbetriebe selbst gewonnen oder vom Tage her eingehängt werden, erhebliche Aufgaben, die größtenteils auch auf dem Gebiete der zweckmäßigen Betriebsgestaltung liegen. Die meisten Gruben haben also große Förderleistungen zu verzeichnen, und kleine Ersparnisse, die im einzelnen durch Verbesserungen erzielt werden, machen für sie bedeutende Gesamtbeträge aus, die hier um so mehr ins Gewicht fallen, als der verhältnismäßig geringe Wert des Fördergutes keine große Belastung zuläßt. Erschwerend tritt in vielen Fällen noch die Notwendigkeit hinzu, das Fördergut möglichst sanft zu behandeln, um die Entwertung durch Zerkleinerung und die Staubentwicklung zu verringern.

**2. — Überblick über die Grubenförderung.** Die Einteilung der Grubenförderung im einzelnen ergibt sich zunächst aus ihrer verschiedenen Richtung, da die Fördereinrichtungen ganz verschiedenartige werden, je nachdem es sich um die Fortschaffung der Massen auf söhlicher oder annähernd söhlicher Bahn oder nach oben oder unten in schräger oder seigerer Richtung handelt. Nahezu die gleiche Unterteilung erhält man, wenn man nach den Räumen, in denen die Förderung vor sich geht, die Abbau-, Strecken-, Brems- und Haspel- und Schachtförderung unterscheidet. Diese Reihenfolge der Besprechung entspricht dann auch ungefähr dem Wege der zu

fördernden Mineralien bis zur Erdoberfläche; allerdings läuft die Streckenförderung teils zwischen Abbau und Bremsberg bzw. Blindschacht, teils zwischen Bremsberg (Blindschacht) und Schacht.

Nach der Art des Fördervorgangs können bei allen Förderverfahren grundsätzlich die beiden Hauptgruppen der Dauerförderer und der Pendelförderer unterschieden werden<sup>1)</sup>. Bei den Dauerförderern vollzieht sich der Fördervorgang gleichförmig und in stets gleicher Richtung, wogegen er bei den Pendelförderern in eine Anzahl einzelner Förderabschnitte mit jeweils wechselnder Richtung zerlegt wird.

Bei den Dauerförderern können noch 2 Hauptgruppen unterschieden werden, nämlich

1. die Stromförderer, die das Fördergut auf einer Unterlage in gleichmäßigem Strom bewegen; zu ihnen gehören die Rutschen-, Band- und Kratzbandförderer, die mit einem Wasser- oder Luftstrom (z. B. beim Spül- oder Blasversatz) arbeitenden Fördermittel u. a.,

2. die Förderer mit endlosem Zugmittel (Seil oder Kette), an dem in regelmäßigen Abständen Förderwagen oder -gefäße befestigt werden, wie Becherwerke, Conveyoranlagen, Seil- und Kettenbahnen u. a.

Bei den Pendelförderern sind noch zu unterscheiden solche, die nur mit je einer Fördereinheit arbeiten (Bremsberg-, Haspel- und Schachtförderung), wobei diese Einheit ein Gestell, ein Gefäß, ein Wagen, ein Wagenzug usw. sein kann, — und solche, bei denen die Förderleistung je nach Bedarf auf eine größere oder geringere Zahl von Einheiten verteilt wird (Schlepper-, Pferde- und Lokomotivförderung). Bei der ersten Gruppe kann noch die ein- und zweiräumige Förderung unterschieden werden, je nachdem die einzelnen „Treiben“ oder „Förderspiele“ nacheinander oder gleichzeitig volle und leere Einheiten bewegen.

Aus der Eigenart der beiden Hauptgruppen ergeben sich weiter folgende Besonderheiten: Bei den Dauerförderern fallen im Gegensatz zu den Pendelförderern die Kraftverluste durch Beschleunigung und Verzögerung fort (abgesehen von Betriebsunterbrechungen), und die Leistungsfähigkeit der Fördervorrichtung ist von der Länge des Förderweges unabhängig. Andererseits ist die Dauerförderung an eine gewisse Höchstleistung und, wenn sie wirtschaftlich arbeiten soll, auch an eine gewisse Mindestleistung gebunden, sie ist also starrer und weniger anpassungsfähig, wogegen die Pendelförderung sich den verschiedenen, örtlich und zeitlich wechselnden Belastungen in weit größeren Grenzen anpassen kann.

Für die stündliche Förderleistung  $Q$  der verschiedenen Gruppen ergibt sich folgendes:

Bei der Stromförderung hängt sie lediglich vom Füllquerschnitt  $F$  des Bandes usw., der Geschwindigkeit  $v$  des Fördergutes und seinem Schüttgewicht  $\gamma$  ab, es ist nämlich

$$Q = 3600 \cdot F \cdot v \cdot \gamma.$$

Bei den Förderern mit endlosem Zugmittel ist die Nutzlast  $N$  der einzelnen Fördergefäße, ihr Abstand  $a$  und die Geschwindigkeit  $v$  des Zugmittels

<sup>1)</sup> Vgl. G. v. Hanffstengel: Die Förderung von Massengütern (Berlin, J. Springer), 2. Bd., 3. Aufl., 1926/29; — ferner H. Aumund: Hebe- und Förderanlagen (Berlin, J. Springer), 1. Bd., 1916.

maßgebend; die Leistung ergibt sich, da  $\frac{a}{v}$  die Zeitspanne ist, in der je eine Einheit an der Endstelle ankommt, zu

$$Q = \frac{3600 \cdot N}{\frac{a}{v}} = \frac{3600 \cdot v \cdot N}{a}.$$

Die Leistung der Pendelförderer hängt von dem Nutzinhalte der einzelnen Fördereinheiten und der Zahl der Treiben je Stunde ab; letztere ergibt sich wiederum aus der Länge  $L$  des Förderweges, der Durchschnittsgeschwindigkeit  $v$  und der Dauer  $t$  der Pausen zwischen zwei Treiben. Es ist also bei zweitrümmiger Förderung

$$Q = \frac{3600 \cdot N}{\frac{L}{v} + t}$$

und bei einrümmiger Förderung

$$Q = \frac{3600 \cdot N}{2\left(\frac{L}{v} + t\right)}.$$

Dabei gilt für die Menschen-, Pferde- und Lokomotivförderung, wenn man nur die Förderung zum Schachte berücksichtigt, immer die Gleichung für die einrümmige Förderung.

Beispiele: Eine Bandförderung leistet bei einer Bandgeschwindigkeit von  $1,2 \text{ m/s} = 120 \text{ cm/s}$ , einem durchschnittlichen Querschnitt des auf dem Bande liegenden Förderguts von  $350 \text{ cm}^2$  und einem Schüttgewicht des Förderguts von  $1,3 \text{ g/cm}^3$  stündlich

$$Q = \frac{3600 \cdot 120 \cdot 350 \cdot 1,3}{1000} = 197\,000 \text{ kg} = 197 \text{ t}.$$

Die Stundenleistung einer Förderung mit Seil ohne Ende beträgt, wenn je 2 Wagen mit je  $800 \text{ kg}$  Nutzlast gleichzeitig angeschlagen werden, bei einer Seilgeschwindigkeit von  $0,8 \text{ m}$  und einem Wagenabstande von durchschnittlich  $18 \text{ m}$

$$Q = \frac{3600 \cdot 0,8 \cdot 2 \cdot 800}{18 \cdot 1000} = 256 \text{ t}.$$

Eine Lokomotive kann, wenn sie Züge von 40 Wagen mit je  $700 \text{ kg} = 0,7 \text{ t}$  Nutzlast mit einer Durchschnittsgeschwindigkeit von  $2,5 \text{ m}$  fährt, die Länge des Förderweges  $1100 \text{ m}$  beträgt und an den Endstellen jedesmal eine Pause von  $10 \text{ min} = 600 \text{ s}$  erforderlich wird, eine Stundenleistung erzielen von

$$Q = \frac{3600 \cdot 40 \cdot 0,7}{2\left(\frac{1100}{2,5} + 600\right)} \sim 48,4 \text{ t}.$$

Für eine zweitrümmige Schachtförderung mit einer Nutzlast von  $5,6 \text{ t}$  (8 Wagen zu je  $700 \text{ kg}$ ) ergibt sich bei einer Schachteufe von  $550 \text{ m}$ , einer Durchschnittsgeschwindigkeit von  $12,5 \text{ m}$  und einem Zeitbedarf von  $40 \text{ s}$  an den Anschlägen die Stundenleistung zu

$$Q = \frac{3600 \cdot 5,6}{\frac{550}{12,5} + 40} = 240 \text{ t}.$$

## II. Die Abbauförderung.

3. — **Bedeutung der Abbauförderung.** Die Abbauförderung umfaßt die Förderung des gewonnenen Gutes vom Abbaustoß bis zur nächsten Förderstrecke. Sie hat mit der fortschreitenden Entwicklung der Technik in erster Linie beim Steinkohlenbergbau mit seinen schwierigen Lagerungsverhältnissen und seinen großen Fördermengen zu besondern Maßregeln geführt.

Neuerdings hat freilich auch der Salzbergbau, obwohl seine Lagerungsverhältnisse den Verkehr der gewöhnlichen Förderwagen bis an den Abbaustoß heran gestatten, in rasch zunehmendem Maße besondere Abbauförder- vorrichtungen eingeführt. Im Braunkohlenbergbau dagegen, in dem die Verhältnisse ähnlich liegen, ist man mit solchen besonderen Hilfsmitteln noch nicht über Versuchsbetriebe hinausgekommen. Für den Erzbergbau genügen, wenigstens in Deutschland, wegen der geringen zu bewältigenden Mengen durchweg einfachere Hilfsmittel mit Ausnahme des Eisenerzbergbaues und des Mansfelder Kupferschieferbergbaues, dessen Betriebsbedingungen große Ähnlichkeit mit denen des Steinkohlenbergbaues zeigen.

Beim Steinkohlenbergbau verlangen wiederum nur diejenigen Flöze besondere Fördervorrichtungen, die so flach gelagert sind, daß die gewonnenen Massen nicht mehr durch einfaches Rutschen auf dem Liegenden oder auf Holzrutschen oder der Versatzböschung der nächsten Förderstrecke zugeführt werden können.

### A. Einfache Förderverfahren.

4. — **Tragen und Schleppen.** Die älteste und einfachste Art des Fortschaffens von Fördergut im Abbau ist die des Tragens durch Menschen in Körben, Säcken u. dgl. Sie wird in Ländern mit sehr niedrigen Löhnen oder wenig entwickeltem Bergbau — wie z. B. in den Schwefelgruben Siziliens, im südamerikanischen Erzbergbau, im Kohlenbergbau in China — auch noch zur Förderung in Strecken und Schächten benutzt.

Eine bequemere Art der Fortschaffung wird durch die schleppende Förderung ermöglicht, indem die zu fördernden Massen in Körbe oder Kasten gefüllt und diese auf Schlitten gesetzt und so gezogen werden. Ihre große Verbreitung bei uns in früherer Zeit wird durch die Ausdrücke „Schlepper“ und „schleppen“ bekundet. Heute kommt auch dieses Förderverfahren für unsern Bergbau kaum noch in Frage.

Ein wesentlicher Fortschritt ergab sich mit dem Ersatz dieser gleitenden durch die rollende Förderung, bei der das Fördergefäß auf Räder gesetzt wird.

5. — **Karrenförderung.** Den Übergang von der tragenden zur rollenden Förderung vermittelt die Karrenförderung, bei der kleine Schiebekarren verwendet werden und so die Last zwar zum Teil von den Armen und den Schultern des Arbeiters getragen wird, zum größeren Teil aber auf dem Rade ruht. Derartige Karren wurden früher auch im Steinkohlenbergbau verwandt, wo sie etwa 100—170 kg Kohle faßten. Später beschränkte sich ihre Verwendung im deutschen Bergbau auf den Erz- und Braunkohlen-

bergbau. Doch sind sie heute auch hier kaum noch in Gebrauch, so daß nicht näher auf sie eingegangen werden soll<sup>1)</sup>.

**6. — Einfache Wagenförderung im Abbau.** In Lagerstätten, deren Mächtigkeit größer als die Förderwagenhöhe ist, kann bei genügend flachem Einfallen (bis zu etwa 3°) einfach die Schlepperförderung bis an den Abbaustoß fortgeführt werden, während bei steilerer Lagerung kleine fliegende Bremsen mit hochgenommen werden. Letztere werden bei schwebendem Verhieb absatzweise unter entsprechender Verlängerung des Gestänges höher gesetzt. Die dabei notwendig werdende Seilverlängerung wird entweder durch Aufwickeln des überschüssigen Seilendes auf dem Gegengewichtswagen oder durch Verwendung eines Rundbaumes, von dem nach Bedarf Seil abgewickelt werden kann, ermöglicht (vgl. auch den Abschnitt über Bremsbergförderung). Bei streichendem Verhieb muß das Gestänge in seiner ganzen Länge von Zeit zu Zeit gleichlaufend mit dem Abbaustoß verschoben werden.

**7. — Förderung mit niedrigen Wagen.** Im Mansfelder Bergbau, wo die Mächtigkeit unterhalb der Förderwagenhöhe bleibt, hat man Jahrhunderte hindurch besonders gebaute „Streb-Räderhunde“<sup>1)</sup> verwandt, langgestreckte, niedrige Wagen, die höchstens 150 kg zu fassen vermochten und von den

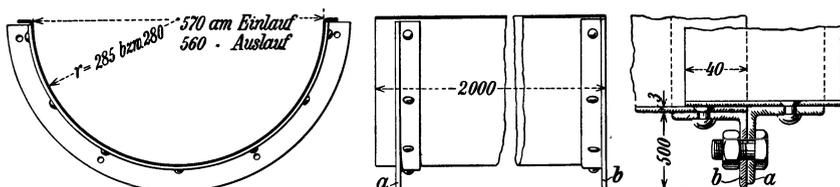


Abb. 391. Feste Blechrutsche mit Halbkreisquerschnitt.

Schleppern mittels eines an den rechten Fuß gehängten Lederriemens über das Liegende gezogen wurden. Dieses sehr beschwerliche und teure Förderverfahren ist heute teils durch die gleich zu besprechende Schüttelrutschenförderung (Ziff. 9 u. f.), teils durch einen elektrischen Haspelbetrieb ersetzt worden, der Wagen vom halben Fassungsraum der Streckenförderwagen bis zu den Teilstrecken zieht, wo sie in die Förderwagen entleert werden.

**8. — Rutschenförderung und andere einfache Hilfsmittel.** Ferner sind schon seit Ende des vorigen Jahrhunderts festliegende Rutschen aus Eisenblech mit halbkreisförmigem Querschnitt in Gebrauch. Solche Rutschen werden gemäß Abb. 391, die eine Ausführung der Stahlwerke Brüninghaus A.-G. in Westhofen wiedergibt, durch Winkeleisen *a b* versteift und ineinandergesteckt, so daß die einzelnen Rutschenstücke sich schuppenartig überdecken. Sie ermöglichen zunächst wegen ihrer glatten Flächen ein Rutschen der Kohlen noch bei Neigungswinkeln von etwa 20°. Ferner gestatten sie den Ausgleich von Wellen im Einfallen oder von kleinen Störungen. Auch bei Fallwinkeln von 10–15° können solche Rutschen noch nützlich sein, indem die Hauer sich in sie setzen und mit den Füßen die Kohlen zum Rutschen bringen. Am unteren Ende werden die Rutschen, solange keine Wagen zu beladen sind, durch einfache Schieber verschlossen gehalten. Sie können auch zur Zuführung von Bergen von oben her benutzt werden.

<sup>1)</sup> Abbildung in den früheren Auflagen dieses Bandes.

Bei größeren Förderansprüchen sind, wenn der Fallwinkel sich dem Grenzwinkel nähert, gewöhnliche Blechrutschen mit Halbkreisquerschnitt nicht mehr leistungsfähig genug, wenn man nicht sehr große Querschnitte verwenden will. In solchen Fällen haben sich die von der Maschinenfabrik F. W. Moll Söhne in Witten gelieferten Flachrutschen mit Emaillüberzug bewährt, deren Querschnitt dem der Schüttelrutschen gemäß Abb. 400 auf S. 342 entspricht und die wegen ihrer glatten Oberfläche noch bei etwa  $15^\circ$  ein Rutschen des Fördergutes gestatten. Allerdings kosten sie etwa das Doppelte der einfachen Blechrutschen.

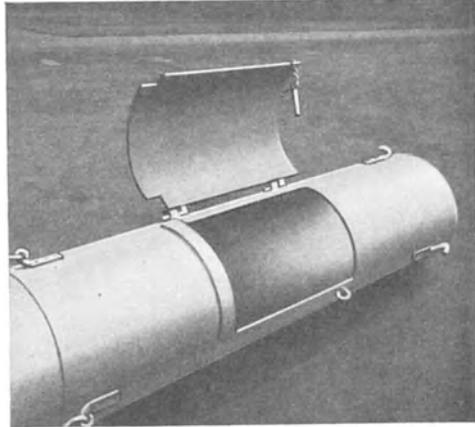


Abb. 392. Geschlossene Rutsche der Maschinenfabrik F. W. Moll Söhne.

Auch bei stärkerer Flözneigung können feste Rutschen nützlich sein, nämlich dann, wenn das Einfallen zwar noch nicht steil genug ist, um den Schrägbau zu gestatten, andererseits aber zu stark ist, um noch die Verwendung von Schüttelrutschen (s. Ziff. 9 u. f.) zu ermöglichen. Sie müssen dann aber, um Verletzungen der weiter unten arbeitenden Leute durch herausspringende Stücke zu verhüten, als geschlossene Rutschen (Abb. 392) hergestellt und mit Füllöffnungen versehen werden, die durch Klappen verschlossen gehalten werden können.

## B. Maschinenmäßige Abbauförderung für größere Leistungen.

### a) Vorbemerkungen.

**9. — Bedeutung und Anwendung der maschinenmäßigen Abbauförderung.** Die mit mechanischer Kraft betriebenen Abbauförderungen sollten ursprünglich nur in geringmächtigen, flachgelagerten Flözen die Förderung vom Abbaustoß bis zur nächsten Abbaustrecke vermitteln. Für diesen Zweck genühten bei den früheren geringen Stoßhöhen einfache Einrichtungen mit kleinen Antriebsmotoren. Bei nicht zu flachem Einfallen kam man auch schon mit Hängerrutschen aus, die an Ketten oder Seilen aufgehängt und von Hand bewegt wurden und die auch heute noch vereinzelt in Betrieb stehen.

Nachdem man aber erkannt hatte, welche Vorteile sich bei entsprechenden Lagerungs- und Gebirgsverhältnissen durch den Abbau mit hohen Stößen und geschlossenem Versatz erzielen lassen (vgl. die Ausführungen in Band I, 4. Abschnitt, unter „Abbau“, insbesondere in der Ziffer „Rutschenbau“), wurden die für diesen Abbau unentbehrlichen maschinenmäßigen Förderverfahren rasch weiter ausgebildet. Sie sind daher jetzt fast untrenn-

bar mit dem Abbau mit hohen Stößen in flachgelagerten Flözen verbunden, da sie auch in mächtigen Flözen, in denen an sich Wagenförderung möglich sein würde, Vorteile gegenüber dieser bieten, die in der Erleichterung der Füllarbeit und in dem Wegfall der umständlichen Wagenbewegung am Stoß entlang bestehen.

10. — **Arten der maschinenmäßigen Abbauförderung.** Im Steinkohlenbergbau beherrscht die Schüttelrutsche in Flözen von geringer und mittlerer Mächtigkeit das Feld. Außerdem kommt die Band- und die Kratzbandförderung in Betracht. Die im Steinkohlenbergbau der Vereinigten Staaten in großem Umfange betriebenen Lademaschinen<sup>1)</sup> haben sich wegen ihres großen Gewichts- und Raumbedarfs bei uns noch nicht einführen können. Nur der Schrapper hat sich für die Versatz- und vereinzelt auch für die Kohlenförderung verschiedentlich durchgesetzt. Unter besonderen Verhältnissen kommt in Flözen, deren Abbaubetriebe mit Förderwagen befahren werden können, auch die Haspelförderung in Betracht.

Im Salzbergbau haben außer der Schüttelrutsche auch die Schrapperförderung sowie Lademaschinen und Greifbagger Anwendung gefunden.

#### b) Die Förderung mit Schüttelrutschen.

11. — **Das Wesen des Fördervorganges beim Schüttelrutschenbetriebe<sup>2)</sup>.** Die Förderung mittels Schüttelrutschen hat mit dem Schaufelwurf eine gewisse Ähnlichkeit, indem das Fördergut wie bei diesem zunächst unter langsamer Einleitung der Bewegung durch Reibung von der bewegten Fläche mitgenommen und am Schluß der mit einem Ruck endigenden Vorwärtsbewegung weiterschleudert wird. Jedoch wird bei der Rutsche im Gegensatz zum Schaufelwurf das Fördergut von rückwärts her zugeführt; auch wird es nicht im Bogenwurf hochgeschleudert, sondern bleibt dauernd mit der Rutsche in Verbindung.

Eine geradlinig in der Fallrichtung des Flözes bewegte Eisenblechrutsche kann einem auf ihr ruhenden Körper eine lebendige Kraft erteilen, die ihn instand setzt, im Augenblick der Umkehr der Rutschenbewegung sich noch um eine Strecke weiter zu bewegen, deren Länge  $s$  von der dem Körper mitgeteilten Geschwindigkeit  $v$  einerseits und der Reibung  $\mu$  andererseits abhängt. Die Geschwindigkeit stellt sich wiederum dar als das Produkt aus der Beschleunigung  $b$  der Rutsche (und damit des Körpers) und der Zeit  $t$ , während deren die Beschleunigung wirkt. Die Beschleunigung berechnet sich bei dem Fallwinkel  $\alpha$  und freiem Fall der Rutsche nach der Formel

$$b = g \cdot \sin \alpha \quad \text{I}$$

Sie beträgt bei einem Fallwinkel  $\alpha = 3^\circ$   $0,5 \text{ m/s}^2$  und erhöht sich bei jeder Zunahme des Fallwinkels um  $3^\circ$  um den gleichen Betrag. Bei der

<sup>1)</sup> Vgl. Glückauf 1930, Nr. 11, S. 357 u. f.; Dr.-Ing. M. Knepper: Die Anwendbarkeit amerikanischer Lademaschinen im Ruhrbergbau.

<sup>2)</sup> Näheres s. Glückauf 1925, Nr. 4, S. 89 u. f.; Dipl.-Ing. K. Küppers: Die Bewegungsvorgänge bei der Schüttelrutschenförderung mit besonderer Berücksichtigung ihrer Verwendung im Abbau; — ferner ebenda 1926, Nr. 12, S. 363 u. f.; Dr.-Ing. W. Stuhlmann: Untersuchungen über die Bewegungsvorgänge bei der Schüttelrutschenförderung; — ferner J. Maercks, Bergbau-mechanik (Berlin, J. Springer), 1930, S. 234 u. f.

denkbar günstigsten Bewegung setzt der selbständige Vorschub des Fördergutes auf der Rutsche in dem Augenblicke ein, wo diese durch den Gegendruck des Motors oder eines Puffers verzögert wird. Für diesen Vorschub  $s$ , der durch die Reibung gebremst wird, so daß sich eine Verzögerung  $b_1$  bei der Bewegung des Gutes auf der Rutsche ergibt, gilt die Gleichung

$$s = \frac{1}{2} b_1 \cdot t^2 = \frac{1}{2} \cdot b_1 \cdot \frac{v^2}{b_1^2} = \frac{v^2}{2 b_1} .$$

Hiernach ergeben sich für Fallwinkel von 3—18° folgende Werte:

Fallwinkel $\alpha$	Beschleunigung $b$ m/s <sup>2</sup>	Hub der Rutsche		Endgeschwindigkeit $v$ cm/s <sup>2</sup>	Weg des Fördergutes in der Förderrichtung		
		Beschleunigungsweg (angenommen) cm	Auslaufweg (angenommen) cm		mit der Rutsche (siehe 3. Spalte) cm	gegen die Rutsche cm	insgesamt cm
3°	0,5	36	2	60	36	5,2	41,2
6°	1,0	32	3	80	32	10,9	42,9
9°	1,5	28	4	92	28	17,2	45,2
12°	2,0	24	5	98	24	24,5	48,5
15°	2,5	20	6	100	20	36,4	56,4
18°	3,0	16	7	100	16	56,7	72,7

Diese theoretisch möglichen Vorschubleistungen werden nun tatsächlich nicht erreicht, weil

1. der Reibungschluß zwischen Fördergut und Rutsche nicht gleich zu Beginn der Verzögerung der Rutsche durch die Gegenwirkung des Motors, sondern erst etwas später aufhört und daher das Gut nicht mit der möglichen Höchstgeschwindigkeit seinen selbständigen Weg beginnt, und

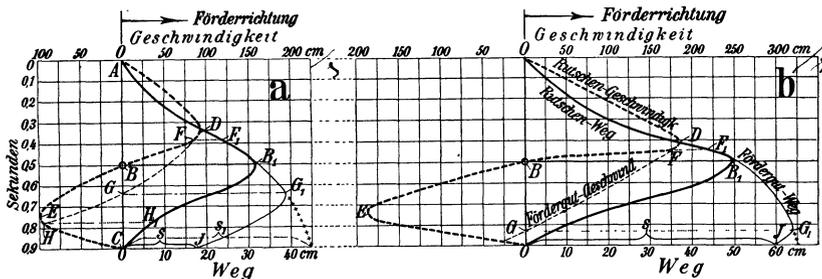


Abb. 393 a und b. Veranschaulichung der Bewegungsvorgänge bei Schüttelrutschen. (Für a gelten die gleichen Kurvenbezeichnungen wie für b.)

2. der Rückgang der Rutsche nicht erst in dem Augenblick beginnt, wo das Gut zur Ruhe gekommen ist, sondern mehr oder weniger lange vorher, so daß das Gut wieder ein Stück Weges zurückgenommen wird.

Zwei Beispiele von Rutschenförderungen mit verschiedenem Verlauf des Bewegungsvorganges zeigt Abb. 393 a und b. Die Rutsche nebst dem Fördergut beginnt ihren Hingang bei A, erreicht in B<sub>1</sub> ihre äußerste Stellung im Sinne der Bewegungsrichtung und ist bei C in die Anfangslage zurückgekehrt. Auf diesem Wege nimmt die Geschwindigkeit zunächst bis zum

Punkte  $D$  zu, von da aus ab, geht im Punkte  $B$  durch den Nullpunkt und wächst dann nach der anderen Seite (entsprechend dem Rückgange der Rutsche) bis zum Punkt  $E$ , um von dort wieder bis  $C$  auf Null herabzugehen. Das Fördergut macht zunächst die Bewegung der Rutsche mit, trennt sich aber von dieser bei  $F_1$ , da die ihm erteilte lebendige Kraft die Gleitreibung überwindet und seine Geschwindigkeit erst später als die der Rutsche durch den Nullpunkt  $G$  gehen läßt. Von dem diesem Punkte entsprechenden Punkte  $G_1$  an beginnt die Rutsche das Gut wieder mitzunehmen, bis im Punkte  $H$  die Geschwindigkeit des Gutes diejenige der Rutsche wieder erreicht, d. h., im Punkte  $H_1$  der Reibungschluß wieder hergestellt ist. Der Rückhub des Gutes mit der Rutsche auf dem Wege  $G_1J$  ist als Verlust anzusehen. Die Strecke  $s = CJ$  (in diesem Falle = 17,5 cm) stellt den Vorschub des Gutes je Doppelhub dar.

Abb. 393b zeigt einen günstigeren Verlauf: das Gut wird erst kurz vor dem Schluß des Rückhubes wieder durch den Reibungschluß mit der Rutsche gekuppelt, macht also einen viel größeren selbständigen Weg, so daß der Vorschub des Gutes  $s$  wesentlich größer (= 60 cm) wird.

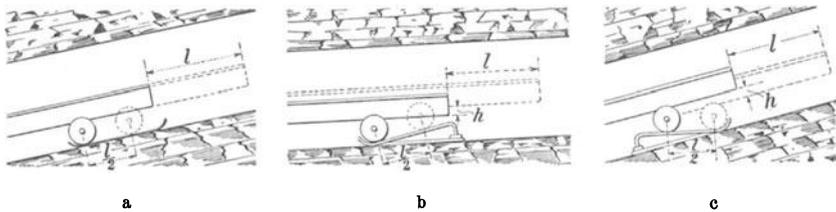


Abb. 394 a—c. Verschiedene Möglichkeiten der Rutschenbewegung.

Die nur theoretisch erreichbare Höchstleistung ergibt sich dann, wenn das Gut von der Rutsche überhaupt nicht mehr zurückgenommen wird, sondern erst in dem Augenblick zur Ruhe kommt, in dem die Rutsche den oberen Umkehrpunkt erreicht hat (vgl. die Kreuzchenlinien in der Abbildung).

Dem Förderwege  $s_1$  nach Abb. 393a kann der Fördervorgang um so mehr genähert werden, je stärker der der Rutsche erteilte Stoß und je geringer die gleitende Reibung zwischen Gut und Rutsche ist. Jedoch muß man sich bei der Bemessung des Rückstoßes in gewissen Grenzen halten, da eine starke Verzögerung nicht nur einen kräftigen Motor mit entsprechend höherem Luftverbrauch verlangt, sondern auch den ganzen Rutschenstrang entsprechend stärker beansprucht. Die Reibung kann man bei gegebenem Fördergut verringern durch eine glatte Rutschenoberfläche (Verwendung verzinkter oder emaillierter Rutschen) und durch entsprechende Verlagerung der Lauffläche für die Rutschenrollen. Bleibt nämlich die Rutsche während ihrer Bewegung in derselben Ebene (Abb. 394a), so bleibt der Auflagedruck zwischen Gut und Rutsche und damit die Reibung unbeeinflusst. Hebt sich dagegen die Rutsche während des Hinganges vom Liegenden ab (um das Stück  $h$ , Abb. 394c), so nimmt der Reibungschluß in erwünschter Weise während des Hinganges zu und tritt während des Rückganges, wo die Rutsche gewissermaßen unter dem Gut weggezogen wird, erst verspätet wieder ein; dadurch wird dem Gut eine gewisse hüpfende Bewegung erteilt, die es zeit-

weise von der Rutsche völlig loslösen kann. Andererseits hat aber diese Anordnung wieder den Nachteil, daß sie die günstige Wirkung des Einfallens abschwächt und überhaupt erst von einem gewissen Fallwinkel ab möglich wird. Daher zieht man in der Regel die Verlagerungen nach Abb. 394 a und b vor, wobei die schräge Lauffläche nach Abb. 394 b noch den Vorteil bietet, daß sie (bei besonders geringer Neigung) für den Hingang die Schwerkraft zu Hilfe nimmt, da die Rutsche nicht nur entsprechend dem Fallwinkel, sondern auch noch durch den Winkel der Lauffläche (entsprechend der Strecke  $h$ ) nach unten gezogen wird. Der Forderung einer gewissen Loslösung des Gutes von der Rutsche kann man bei dieser Anordnung dadurch Rechnung tragen, daß man gemäß Abb. 396 (S. 339) der Laufbahn am vorderen Ende noch ein steil ansteigendes Stück anfügt.

Von besonderer Bedeutung für die Verringerung der Reibung ist der Neigungswinkel, mit dessen Anwachsen die auf das Fördergut beschleunigend wirkende Schwerkraft ständig zu-, der die Reibung erzeugende Auflagedruck ständig abnimmt. Sein Einfluß geht aus der Zahlentafel auf S. 335 deutlich hervor.

Die Bedeutung des Reibungswiderstandes ergibt sich aus der nachfolgenden Zusammenstellung für die verschiedenen Vorschublängen je Hub, die gleichzeitig die jeweilige Beschaffenheit des Fördergutes berücksichtigt:

**Vorschublängen je Hub für verschiedene Reibungszahlen  $\mu$  nach Stuhlmann.**  
(Entsprechend den Unterlagen der Zahlentafel auf S. 335.)

Fallwinkel $\alpha$	Rutsche verzinkt		Rutsche unverzinkt		
	trockene Stückkohle  $\mu = 0,2$ cm	trockene Förderkohle  $\mu = 0,3$ cm	trockene Förderkohle oder feuchte Stückkohle  $\mu = 0,45$ cm	feuchte Fein- kohle  $\mu = 0,6$ cm	feuchte Waschberge  $\mu = 0,8$ cm
3°	12,2	7,4	4,6	3,4	2,5
9°	98,0	30,0	14,6	9,7	6,7
15°	— <sup>1)</sup>	124,0	26,7	15,0	9,4

<sup>1)</sup> Reibungswinkel überschritten.

Bei genügendem Einfallen des Flözes kann die Tätigkeit des Motors sich darauf beschränken, die Rutsche anzuheben und am unteren Ende des Hingangs mit einem kräftigen Stoß aufzufangen; für die Abwärtsbewegung der Rutsche sorgt dann die Schwerkraft. Bei stärkerer Neigung wird das genaue Innehalten des oben geschilderten Bewegungsvorgangs immer weniger wichtig; es genügt dann vielfach schon, der Rutsche eine rüttelnde Bewegung zu erteilen, um den Reibungswiderstand zwischen Fördergut und Rutsche so weit zu verringern, wie es bei der an sich schon vorhandenen Neigung des Gutes zum Rutschen überhaupt noch erforderlich ist. Die bei söhlicher Bewegung scharf abgesetzte Fortbewegung des Gutes in einzelnen Stößen geht dann immer mehr in ein gleichmäßiges Gleiten über.

Je flacher dagegen das Einfallen wird, um so mehr wird eine Mitwirkung des Motors auch für die Hingangsbeschleunigung erforderlich, wenn ausreichende Förderleistungen erzielt werden sollen. Doch läßt sich hier auch

durch eine zweckmäßige Verlagerung oder Aufhängung der Rutsche die Wirkung der Schwerkraft verstärken und der Motor entlasten.

Für die Belastung des Rutschenstranges ist noch zwischen Kopf- und Seitenbeschickung zu unterscheiden. Bei der Kopfbeschickung, wie sie beim Hochbringen von Überhauen oder bei schwebend geführtem Abbau eintritt, ist der Querschnitt der Rutsche über die ganze Länge des Rutschenstranges gleichmäßig gefüllt, wogegen bei der Seitenbeschickung (beim streichenden Abbaubetrieb) die Füllung vom oberen nach dem Austragende hin fortgesetzt zunimmt. Infolgedessen liegt der Schwerpunkt des Rutschenstranges rechnermäßig bei Kopfbeschickung in der Mitte, bei Seitenbeschickung tiefer. Die Förderleistung ist aber bei gleichem Rutschenquerschnitt und

voller Füllung am Austragende die gleiche, weil sie nur vom austragenden Querschnitt abhängt und die ungünstige Ausnutzung des Rutschenquerschnitts bei Seitenbeschickung dadurch wieder ausgeglichen wird, daß das Fördergut hier im Durchschnitt nur den halben Weg zurückzulegen hat.

Von den verschiedenen Rutschenbauarten haben sich drei Hauptgruppen durchgesetzt: die an Ketten oder Seilen aufgehängte Pendel- oder Hängerutsche, die auf Rollen laufende Rollenrutsche und die durch Kugeln getragene Kugelrutsche.

**12. — Pendel- oder Hängerutschen.** Bei den Pendelrutschen (Abb. 395, vgl. auch Abb. 402 auf S. 343) erfolgt die Bewegung meist dadurch, daß zunächst ein Anheben des Punktes  $a$  bis nach  $b$ , d. h. auf eine Höhe  $h_1$ , und dann ein Fallenlassen stattfindet. Die zu erzielende Beschleunigung wächst mit der Hubhöhe  $h_1$ . Die größte Geschwindigkeit erlangen

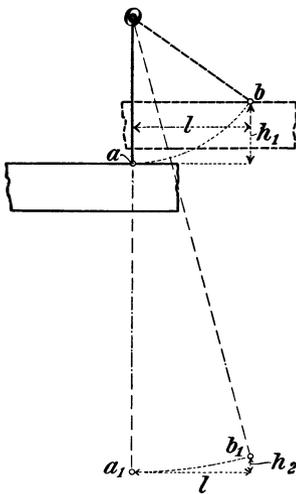


Abb. 395. Wirkungsweise der Pendelrutschen.

Rutsche und Fördergut in der Mittellage des Pendels, also in der tiefsten Stellung. Doch kann man, da die Beschleunigung in der Nähe dieser Pendellage immer geringer wird, den Stoß auch schon vorher erfolgen lassen. Es wird dann der Zeitabschnitt der stärksten Beschleunigung besser ausgenutzt, allerdings auch Rutsche und Motor stärker beansprucht. Man arbeitet bei solchem Betriebe mit kürzeren, aber zahlreicheren Hüben. — Übrigens werden wegen des fast stets ungleichmäßigen Einfallens und der Abhängigkeit der Aufhängepunkte von der Zimmerung immer einige Pendel anders als beabsichtigt schwingen.

Wie die Abbildung erkennen läßt, ist auch die Länge des Pendels wichtig, da bei einer großen Länge der gleiche Hub  $l$  die Rutsche nur um die Höhe  $h_2$  anhebt, also ein sehr großer Hub erforderlich wird, um eine ausreichende Hubhöhe zu erzielen. Wird andererseits das Pendel zu kurz, so werden die Hübe zu zahlreich, und Rutsche und Motor werden durch den schnellen Gang und die Stöße stark beansprucht. Auch kann es dann vorkommen, daß beim Hingange die Rutsche so schnell fällt, daß sie das Fördergut nicht auf dem ganzen Hube mitnimmt.

Da auch bei ganz söhlicher Lagerung die Hubhöhe  $h$  für die Beschleunigung der Rutsche nutzbar gemacht wird, so können die Pendelrutschen für jedes Einfallen Verwendung finden.

Die Pendelrutschen wurden früher auch in der Weise betrieben, daß die Rutschen an besondern Gestellen aufgehängt wurden („Bockrutschen“). Doch haben sich auf die Dauer nur die an der Zimmerung unmittelbar mit Ketten oder Seilen aufgehängten Rutschen wegen ihrer größeren Einfachheit und rascheren Verlegung behauptet. Bei Verwendung von Ketten wird das Geräusch und der Verschleiß größer, wogegen bei Benutzung von Seilen die Länge weniger leicht je nach Einfallen und Mächtigkeit verschieden eingestellt werden kann.

Die Hängerutschen haben den Vorteil einer einfachen Verlagerung und einer gewissen Unabhängigkeit von der Flözlagerung, indem Wellen im Einfallen durch entsprechende Längenbemessung der Aufhängungen — wenn auch zum Nachteil des Fördervorganges — ausgeglichen werden können. In Flözen von größerer Mächtigkeit eignen sie sich gut für die Bergförderung, weil hier eine größere Höhe der Rutsche über dem Liegenden erwünscht ist und die Zuführung der Berge bis unter das Hangende ermöglicht wird (vgl. Ziff. 24).

Nachteilig ist andererseits, daß man sehr viele einzelne Aufhängepunkte erhält und auf die richtige Bemessung der Kettenlängen an allen diesen Punkten viel ankommt. Auch wird die Zimmerung durch die Erschütterungen des Rutschenbetriebes ungünstig beansprucht. Ferner können infolge ungleichmäßiger Längung der Ketten oder Seile Schiefstellungen der einzelnen Rutschenstücke und Störungen im Fördervorgang eintreten. Endlich sind solche Rutschen nur in Flözen mit mäßiger Mächtigkeit anwendbar, weil man die Rutsche in die Nähe der Sohle bringen muß und dann in mächtigen Flözen die Pendellängen zu groß und die Stöße zu schwach werden.

**13. — Rollenrutschen.** Bei den Rollenrutschen, die sich heute das größte Anwendungsgebiet erobert haben, erfolgt die Bewegung auf Rollen, die auf

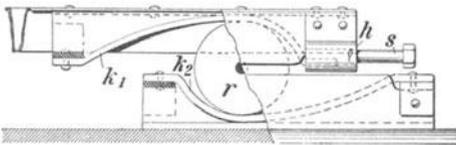


Abb. 396. Führung der Eichhoffschen Rollenrutsche.

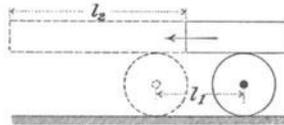


Abb. 397. Bewegungsvorgang bei Rollenrutschen.

Blechnerlagen laufen. Diese Rollen sind, wie die Abbildungen erkennen lassen, nicht mit ihren Achsen fest verlagert, sondern bewegen sich lose zwischen ebenen (Abb. 419 auf S. 355) oder gekrümmten (Abb. 396 und 398) Wälzflächen, so daß jede gleitende (Zapfen-) Reibung vermieden und durch wälzende Reibung ersetzt ist. Wie das Bewegungsbild der Abb. 397 erkennen läßt, ist dabei der Weg der Rutsche ( $l_2$ ) stets doppelt so groß wie die Bewegung der Rollenmittelpunkte ( $l_1$ ), da nicht nur die Rutsche auf der Rolle, sondern auch diese wieder im gleichen Maße auf ihrer Unterlage sich abwälzt.

Bei geringen Neigungswinkeln kann man durch entsprechende Gestaltung der Unterlagen (Abb. 396 u. 398) künstlich schiefe Ebenen von stärkerer

Neigung schaffen und dadurch die Verwendung einseitig wirkender Antriebe ermöglichen, die nur das Anheben der Rutsche vermitteln und diese dann frei fallen lassen. Namentlich für Preßluftantrieb läßt diese Art der Bewegung sich gut durchführen, da die Steuerung dieser Motoren sich mit der Rutschenbewegung gut in Einklang halten läßt und einseitig wirkende Motoren einfacher sind als zweiseitige. Andererseits beherrscht man freilich mit zweiseitig wirkenden Motoren den Fördervorgang besser und kann sich wechselnden Bedingungen, wie sie durch den Fallwinkel, die Beschaffenheit des Fördergutes, die Länge des Rutschenstranges und die erforderlichen Förderleistungen geboten werden, besser anpassen.

Für eine künstliche Vergrößerung des Neigungswinkels ist noch zu berücksichtigen, daß die Rutschenbewegung doppelt so stark wie die Rollenbewegung ist und daher auf eine bestimmte Hubhöhe  $h$  (vgl. Abb. 394) ein entsprechend längerer Weg  $l$  der Rutsche entfällt. Der Rutschenweg ist aber gleich dem Motorhube und damit beschränkt. Infolgedessen werden die Rutschen vielfach mit besonders geformten Tragflächen ausgerüstet, deren Neigung derjenigen der Laufflächen auf den Rollenböcken entspricht

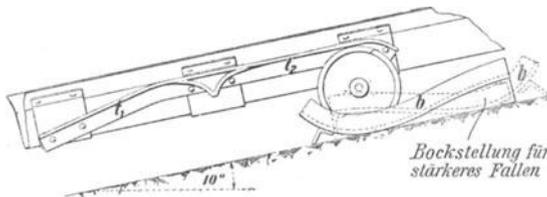


Abb. 398. Rutsche der Bohrmaschinenfabrik „Glückauf“ mit zweierlei Tragflächen.

und sie gewissermaßen verdoppelt. Abb. 396 veranschaulicht beispielsweise die Führung einer Rutsche der Maschinenfabrik Gebr. Eickhoff in Bochum. Hier verläuft die Lauffläche (und dieser entsprechend auch die Tragfläche) zunächst etwas steiler, um die Einleitung des Rückgangs zu erleichtern, und am Schluß ist noch ein steil ansteigendes Stück vorhanden, das der Rutsche im Augenblick des Stoßes eine kleine Aufwärtsbewegung mit den bereits erwähnten Vorteilen erteilt.

Verschiedenen Fallwinkeln kann man die Rutschen dadurch anpassen, daß man Tragflächen von verschiedener Neigung vorsieht. So zeigt Abb. 398 eine Rutsche der Bohrmaschinenfabrik „Glückauf“ in Gelsenkirchen mit zwei Tragflächen, von denen die Fläche  $t_1$  für flachere, die Fläche  $t_2$  für steilere Neigung bestimmt ist. Für besonders große Fallwinkel ist noch die Umstellung der Rutschenböcke um  $180^\circ$  gemäß der punktiert gezeichneten Stellung vorgesehen. Man will dadurch den Antrieb entlasten und das Vor-eilen von größeren Stücken vermeiden, die bei steilerer Neigung leicht ins Rollen kommen und Schaden anrichten können. Auch wird dabei der Vorteil erzielt, daß die aufwärtsgehende Rutsche unter dem Fördergut weg nach unten gezogen wird (Abb. 394c) und so dieses weniger leicht wieder mit nach oben nimmt.

Die Rollenrutschen zeichnen sich durch ihre geringe Höhe aus, die ihre Verwendung auch in Lagerstätten geringster Mächtigkeit ermöglicht. Aber auch in besonders mächtigen Lagerstätten verdienen sie gemäß Ziff. 12, soweit es sich nicht um die Versatzförderung handelt, den Vorzug vor den Pendelrutschen. Infolge der geringen Höhe kann ihre Beschickung mit

geringstem Kraftaufwande erfolgen, um so mehr, als auch die Oberfläche der Rutsche nicht durch Aufhängeteile versperrt wird. Aus letzterem Grunde ist auch der Verkehr zwischen beiden Seiten der Rutsche erleichtert. Dazu kommt, daß das von ihnen verursachte Geräusch kleiner ist als bei den Pendelrutschen. Allerdings muß auf sorgfältige Verlagerung geachtet werden, und zwar sind nicht nur alle Rutschenböcke nach der Schnur geradlinig auszurichten und genügend fest zu verlagern, sondern es ist auch Rücksicht auf die gleichmäßige und richtige Einstellung zum Motorhub zu nehmen, damit alle Rollen zu gleicher Zeit mit dem Antrieb in der unteren und oberen Endlage ankommen.

Nachteilig ist der im Vergleich mit den Pendelrutschen umständlichere Aufbau und der größere Reibungswiderstand, der sich namentlich bei nicht genauer Ausrichtung der Rutsche geltend macht. An das Einfallen ist die Rollenrutsche mehr gebunden als die Pendelrutsche; doch lassen sich kleinere Wellen im Einfallen bei nicht zu geringer Flözmächtigkeit durch Unterklötzen der Rutschenböcke ausgleichen.

**14. — Kugelrutschen.** Bei den von der Maschinenfabrik Gebr. Eickhoff eingeführten Kugelrutschen sind gemäß Abb. 399 die Laufrollen durch Laufkugeln (4 für jeden Laufrahmen) ersetzt. Auf 2 quergelegte Winkelisen *a*, die auf dem Liegenden ruhen, sind 2  $\perp$ -Eisen *b* genietet, welche die äußere Führung für die Kugeln *c* bilden. Die innere Führung wird durch Winkelisen *d* gesichert, zwischen denen die Tragschale *e* angenietet ist. In diese legt sich ein unter die Rutsche genietetes T-Eisen *f*, und zwar ist die Tragschale gewölbt, um bei Unebenheiten im Liegenden eine gewisse Schrägstellung des Kugelstuhls zu ermöglichen. Stifte an der Tragschale und an den Enden der  $\perp$ -Eisen halten die Kugeln im richtigen Abstand und verhindern ihr Herausspringen. Die Kugeln sind im Gesenk geschmiedet und dann besonders gehärtet.

Die Maschinenfabrik Gebr. Hinselmann baut Kugelrutschen mit fester Verbindung zwischen Kugelstuhl und Rutsche, wodurch eine besonders niedrige Bauhöhe (nur 185 mm bis Oberkante Rutsche bei 110 mm Rutschenhöhe) erreicht wird.

Die Kugelrutschen setzen die wälzende Reibung bei der Rutschenbewegung auf ein Mindestmaß herab, da nicht nur die Kugelreibung geringer als die Rollenreibung ist, sondern außerdem auch die Kugeln durch Kohlen- oder Bergeklein auf dem Liegenden weniger als die Rollen gebremst werden und sich im Falle der Zuschüttung wieder frei arbeiten können. Daher ist auch der

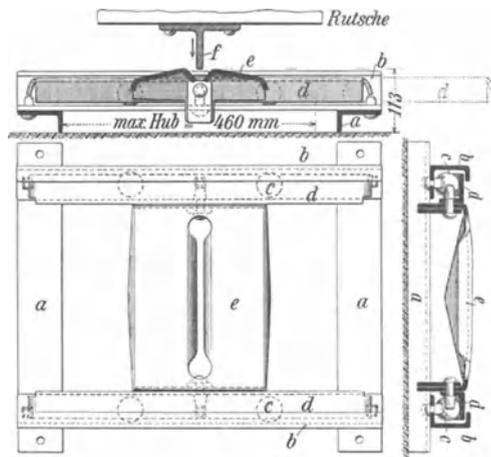


Abb. 399. Tragrahmen für Kugelrutschen.

Verschleiß sehr gering und der Gang geräuschloser als bei der Rollenrutsche. Ferner haben die Kugelnrutschen die niedrigste Bauhöhe, was besonders für geringmächtige Flöze wichtig ist. Das Umlegen der Rutsche ist durch die Zusammenfassung der beiderseitigen Laufflächen zu einem einheitlichen Kugelstuhl wesentlich erleichtert, und eine ungenaue Ausrichtung hinsichtlich des Motorhubes wird durch Anschläge an der Tragschale, mittels deren sie beim ersten Hube den Rutschenstuhl in die richtige Lage bringt, selbsttätig berichtigt.

Andererseits verzichtet man bei der Kugelnrutsche auf eine künstliche Beeinflussung der Neigung durch entsprechend gestaltete Laufflächen. Auch bietet die niedrige Bauart in Flözen von genügender Mächtigkeit, wo man nicht auf sie angewiesen ist, den Nachteil, daß der Rutschenstrang sich leichter in Kohlen- und Bergeklein auf dem Liegenden einwühlt und schwieriger frei zu machen ist, wenn auch dieses Freiarbeiten an und für sich der Kugelnrutsche leichter fällt. Ferner sind Kugelnrutschen für den Angriff des Motors unter der Rutsche, der in manchen Fällen vorteilhaft erscheinen kann, weniger geeignet.

15. — Ausführung der Rutschen selbst. Während man anfangs Rutschen von halbkreisförmigem Querschnitt verwendete, ist man bald all-

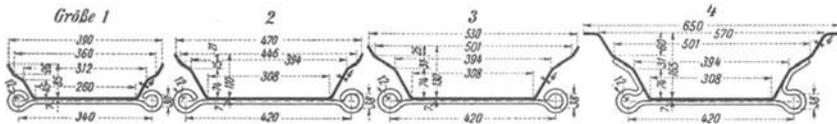


Abb. 400. Genormte Rutschenquerschnitte.

gemein zu Rutschen mit flach-trapezförmigem Querschnitt übergegangen. Man kann nämlich diese in sehr geringer Höhe mit genügend großem Fassungsraum bauen, und die Reibung wird wesentlich verringert, indem das Fördergut sich in einer flachen Schicht ausbreiten kann und die Reibung zwischen Fördergut und Blech größtenteils an die Stelle der Reibung zwischen den einzelnen Stücken gesetzt wird. Daher verdient der trapezförmige Querschnitt auch vor dem rechteckigen den Vorzug, bei dem das Fördergut sich in den Ecken staut.

Die Abmessungen sind heute durch die Normung festgelegt; Abb. 400 zeigt vier verschiedene Größen für Rollenrutschen nach DIN Berg 900. Die Füllquerschnitte, Längen und Gewichte je lfd. Meter Rutschenblech ergeben sich für die einzelnen Querschnitte wie folgt:

Größe	Füllquerschnitt in cm <sup>2</sup>	Gewicht des fertig verlegten Rutschenstranges je lfd. m bei Ausführung als		Länge m
		Rollenrutsche kg	Hängerrutsche kg	
1	275	30—35	18—22	3
2	420	36—42	25—30	
3	530	40—45	28—32	
4	720	45—50	— <sup>1)</sup>	

<sup>1)</sup> Im allgemeinen nicht als Hängerrutsche ausgeführt.

Die größten Querschnitte kommen besonders für Sammelrutschen in Frage, die (vgl. Abb. 426 auf S. 362) die Förderung mehrerer in sie ausstragenden Rutschen vereinigen. Im übrigen kommt man mit dem Querschnitt von 420 cm<sup>2</sup> durchweg aus.

Einer besonderen Verstärkung bedürfen die den Angriff des Motors aufnehmenden „Angriffsrutschen“, von denen Abb. 401 eine in der Ausführung der Stahlwerke Brüninghaus A.-G. zeigt. Die Verstärkung besteht hier in einem Zugband *a* aus Flacheisen, das mit den an beiden Enden angenieteten Flacheisen *b*<sub>1</sub>*b*<sub>2</sub> vernietet wird.

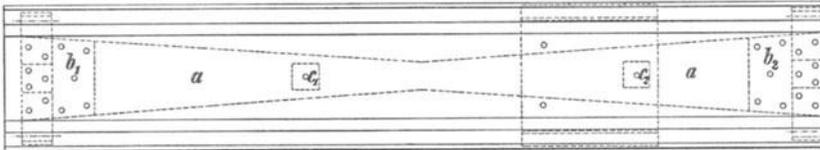


Abb. 401. Angriffsrutsche mit Zugbandverstärkung.

Die Blechstärke ist heute mit 4 mm festgelegt worden, da schwächere Bleche zwar an sich für viele Fälle ausreichen würden, jedoch durch Rostangriff und Verschleiß zu rasch unbrauchbar werden und gegen die beim Betriebe und beim Umlegen auftretenden Zusatzbeanspruchungen nicht genügend widerstandsfähig sind.

Von besonderer Wichtigkeit sind die Verbindungen der einzelnen Rutschen<sup>1)</sup>. Sie sollen einerseits starr sein, um den Erschütterungen und der wechselnden Druck- und Zugbeanspruchung während des Betriebes Widerstand leisten zu können und möglichst wenig Geräusch zu verursachen. Andererseits sollen sie leicht lösbar sein, damit der Rutschenstrang zum Zwecke seines Umlegens rasch zerlegt werden kann. Die Zugfestigkeit der Verbindungen muß den größten Ansprüchen gewachsen sein, wie sie bei den unmittelbar an die Angriffsrutsche anschließenden Rutschen auftreten.

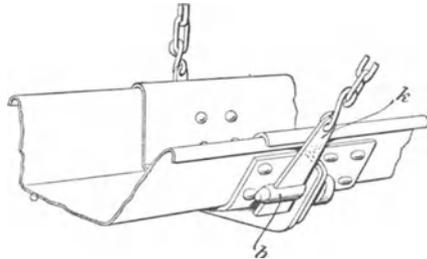


Abb. 402. Keilverbindung für Pendelrutschen.

Für Hängerutschen ergibt sich als einfachste Verbindung die Keilverbindung der Maschinenfabrik Flottmann & Co. nach Abb. 402. Bei dieser ist die Verbindung mit der Aufhängevorrichtung gekuppelt, und zwar werden die an das Ende jedes Rutschenstoßes angenieteten Winkeleisenbleche durch das Keilstück *k* mit Hilfe des geschlitzten Bolzens *b* zusammengehalten; die Verbindung wird durch die an den Keilstücken angreifenden Aufhängeketten selbsttätig in Spannung gehalten.

Bei Rollenrutschen ist diese selbsttätige Nachspannvorrichtung nicht anwendbar. Hier stellt sich als einfachste Verbindung die Schraubenverbin-

<sup>1)</sup> Vgl. hierzu auch Glückauf 1918, Nr. 18 u. f., S. 277 u. f.; Wille: Lösbare Verbindungen der Schüsse von Schüttelrutschen.

ding dar, wie sie Abb. 403 in der verbesserten Ausführung von Gebr. Hinselmann G. m. b. H. in Essen zeigt. Die Schraubenbolzen gehen durch die Augen der Rutsche hindurch, legen sich in die unten offenen Hülsen  $k$  der anderen Rutsche und fassen mit Haken  $h$  hinter deren Ränder; das Losdrehen der Mutter wird in der üblichen Weise durch Gegenmutter und Splint verhindert.

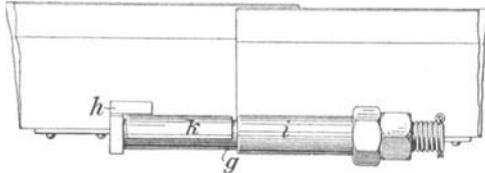


Abb. 403. Rutschenverbindung mit Schraubenbolzen.

Die Schraubenbolzen werden durch Hülsen gesteckt, die an den Rutschenrand angenietet sind. Abb. 404a—c zeigt Ausführungen der Stahlwerke Brüninghaus A.-G. 404a zeigt das durch das angenietete Blech  $a$  gehaltene Flacheisen  $b$  mit seinen Hülsenenden; Abb. 404b und c geben eine verstärkte Ausbildung wieder, bei der die Flacheisen  $b$  bis unter die Rutsche zurückgebogen sind und dadurch gleichzeitig eine Verstärkung der Hülsen und des Rutschenbodens erreicht wird. Alle Nietver-

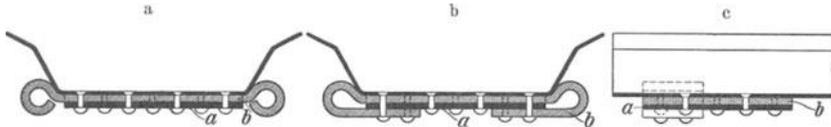


Abb. 404a—c. Verschiedene Ausführungen von Rutschen für Schraubenverbindung.

bindungen müssen an den Innenflächen der Rutschen mit versenkten Köpfen ausgeführt werden.

Neuerdings hat die Erfahrung, daß die Schraubenverbindungen durch die starken Zugbeanspruchungen in Verbindung mit dem fortgesetzten Druckwechsel bei den Stößen des Antriebs auf die Dauer stark mitgenommen werden, zu Verbindungen geführt, bei denen die Zugbeanspruchungen durch starke, mit den Rutschen vernietete Flacheisen aufgenommen werden, so daß dem Kupplungsteil nur die Sicherung der Verbindung zufällt. Eine der ersten Verbindungen dieser Art war diejenige der Gewerkschaft Friedr.

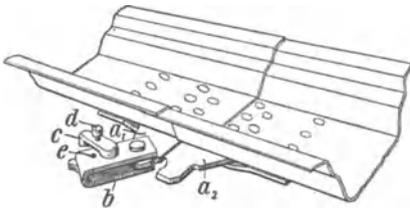


Abb. 405. Rutschenschloß mit Klappbügel.

Thyssen<sup>1)</sup>. Abb. 405 zeigt eine vereinfachte Ausführung von Gebr. Eickhoff. Die beiden an die Rutschenenden angenieteten Laschen  $a_1 a_2$  werden durch den Überwurfbügel  $b$  zusammengehalten, der in seiner Schlußstellung durch den Flügel  $c$  festgehalten wird, indem dieser durch einige Schläge so weit getrieben wird, bis der Sicherungsbolzen  $d$  in ein Loch im Bügel einschnappt. Die Drehachse des Flügels  $c$  legt sich zwischen Aussparungen der Laschen  $a$ .

<sup>1)</sup> Abbildung in der 3./4. Auflage dieses Bandes.

Die Verbindung von Gebr. Hinselmann (Abb. 406) benutzt einen geschlitzten Doppelkeil  $a$ , der sich zwischen Winkelleisen  $b$  führt, die auf dem um den Bolzen  $c$  schwenkbaren Kupplungsbügel  $d$  aufgenietet sind, und durch einen Schlitz dieses Bügels hindurchgeht; der Keil wird in seiner Schlußstellung durch Anziehen der Mutter  $e$  festgehalten. Die Verbindungslaschen  $f_1/f_2$  sind der größeren Festigkeit halber umgebörtelt.

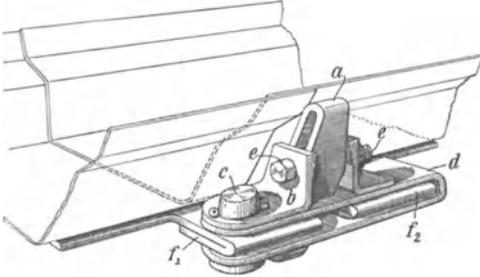


Abb. 406. Rutschenschloß mit Schlitzkeil für Pendel- und Rollenrutschen.

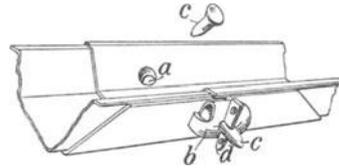


Abb. 407. Kalottenverbindung für Schüttelrutschen.

der Rutsche, während für Rollen- oder Kugelrutschen die unteren Keilflächen bestimmt sind. Außerdem hat die Firma ihre bekannte Tragschalenverbindung<sup>1)</sup> an Stelle der früheren Schraubenverbindung mit Aufstecklaschen ausgerüstet, um die Verbindung zu verstärken und den Ein- und Ausbau zu beschleunigen.

Unter den gelenkigen Verbindungen, die ein gewisses Durchbiegen des Rutschenstranges in der söhligigen und seigeren Ebene ermöglichen sollen, sei die Flottmannsche „Kalottenverbindung“ (Abb. 407) erwähnt. Eine mit dem Ende der einen Rutsche vernietete halbkugelige „Warze“  $a$  legt sich in eine entsprechende Wölbung  $b$  der an das andere Ende angeordneten Gegenlasche hinein und wird in dieser Stellung durch Durchstecken eines geschlitzten Bolzens  $c$  und Eintreiben des Keiles  $d$  in dessen Schlitz festgehalten.

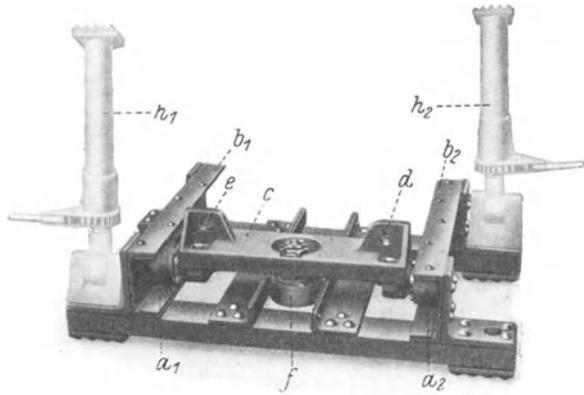


Abb. 408. Führungstuhl für Schüttelrutschen.

Die Verbindung kann sowohl für Hänger- als auch für Rollenrutschen verwandt werden; der Keil wird im ersteren Falle mit dem breiten Ende nach unten, im letzteren Falle, den die Abbildung zeigt, umgekehrt eingetrieben.

Ist das Liegende wellig, so ist an den tiefer liegenden Stellen die Neigung des Rutschenstranges zu bekämpfen, sich von den Laufrollen oder Kugelhühnen abzuheben. An solchen Stellen empfiehlt sich die Verwendung von Führungsthühlen gemäß Abb. 408, die eine Ausführung von Gebr. Eick-

<sup>1)</sup> S. die Abbildung in der 3./4. Auflage dieses Bandes.

hoff wiedergibt. Die Rollen  $a_1 a_2$ , die in  $\square$ -Eisen  $b_1 b_2$  laufen, verhindern das Aufbäumen. Die Rutsche legt sich zwischen die an das Querstück  $c$  angegossenen Konsolen  $d$  und wird an diesen dadurch befestigt, daß die Verbindungsschrauben der hier laufenden Rutschenschüsse durch die Löcher  $e$  hindurchgeführt werden. Der Stuhl wird durch 2 Stempel  $h_1 h_2$  gegen das Hangende abgespreizt. Da außerdem die Mittelrolle  $f$ , in der ein Drehzapfen mittels eines Kugellagers ruht, auch für die Führung in der söhligigen Ebene sorgt und eine Drehung um den Zapfen ermöglicht, so eignet sich die Vorrichtung auch an solchen Stellen, an denen man die Rutsche im Bogen führen muß, z. B. an schräg durchsetzenden Störungen entlang. Von solcher Bogenführung von Schüttelrutschen macht der Mansfelder Kupferschieferbergbau in großem Umfange Gebrauch, da er mit Rücksicht auf den Gebirgsdruck die Abbaustöße bogenförmig vortreibt (vgl. Bd. I, 6. Aufl., Abb. 405 auf S. 406).

16. — **Das Umlegen des Rutschenstranges**, entsprechend dem Vorücken des Abbaustoßes, erfolgt in der Regel nachts. In den meisten Fällen muß der Strang, da die Beschaffenheit des Hangenden das vorübergehende Fortschlagen der Stempel nicht zuläßt, zerlegt und in Stücken umgelegt werden. Diese Arbeit können bei 100 m Länge 3—4 Mann in  $4\frac{1}{2}$  Stunden ausführen. Durch reichliche Beleuchtung mit Hilfe elektrischen Starklichts kann nach Feststellungen des Vereins zur Überwachung der Kraftwirtschaft der Ruhrzechen das Umlegen nicht unwesentlich beschleunigt werden.

17. — **Antrieb der Schüttelrutschen. Allgemeines.** Für die Art des Antriebes ist die Flözlagerung wesentlich. Allerdings erfolgt bei Hängerutschen auch im Falle ganz söhlicher Lagerung aus dem Bewegungsvorgange heraus bereits ein Aufwärtsbewegen der Rutsche während des Rückganges. Und bei Rollenrutschen erreicht man dieselbe Wirkung durch die schrägen Flächen an den Böcken und Tragflächen, die gewissermaßen das Einfallen ersetzen sollen. Aber bei Hängerutschen mit größerer Pendellänge ergibt sich so gemäß Abb. 395 nur ein schwaches Anheben, und bei Rollenrutschen kann man die Rollenböcke nicht beliebig steil ansteigen lassen. Man muß daher bei flacher Lagerung einen größeren Hub des Antriebsmotors vorsehen, um durch eine größere Endgeschwindigkeit die stärkere Reibung zwischen Rutsche und Fördergut überwinden zu können. Genügt diese Hubverstärkung für die verlangte Leistung noch nicht, so muß der Motor die Rutsche auch noch während des Rückganges beschleunigen, also zweiseitig arbeiten. Je steiler das Einfallen ist, um so weniger Triebkraft ist gemäß den früheren Ausführungen notwendig.

18. — **Antrieb mit Preßluftmotoren<sup>1)</sup>.** Gemäß den Ausführungen in Ziff. 13 und 17 unterscheidet man einfach- und doppeltwirkende Preßluftmotoren. Die einfachwirkenden Motoren vermitteln nur das Anheben der Rutsche und lassen sie nach Erreichen des Höchstpunktes frei fallen. Sie finden vorzugsweise bei Fallwinkeln von etwa  $5^\circ$  aufwärts Anwendung. Doppeltwirkende Motoren beschleunigen die Rutsche sowohl auf dem Hin-

<sup>1)</sup> Vgl. die zusammenfassende Beschreibung im Glückauf 1927, Nr. 16, S. 553 u. f.; M. Presser und W. Müller: Vergleichsversuche mit Schüttelrutschenmotoren.

gange wie auf dem Rückgange; sie eignen sich in erster Linie für ganz geringe Neigungswinkel.

Die einseitig wirkenden Motoren können mit Seilantrieb arbeiten und daher längere Zeit an einer Stelle stehen bleiben, da bei ihnen nur eine Zugbeanspruchung des Angriffsmittels stattfindet, wogegen dieses bei zweiseitigem Arbeiten abwechselnd auf Druck und Zug beansprucht wird. Ferner braucht bei ihnen der Zylinder nur an einer Seite geschlossen zu sein.

Alle Antriebe müssen mit Vorrichtungen zur Hubverstellung ausgerüstet sein, damit sie je nach dem größeren oder kleineren Fallwinkel, je nach der geringeren oder größeren Rutschenlänge und Förderleistung und je nach der geringeren oder größeren Reibung zwischen Rutsche und Fördergut mit kleinerem oder größerem Hub und dementsprechend größerer oder kleinerer Hubzahl arbeiten können. Ferner ist ein gemeinsames Kennzeichen die starke Kompression am unteren Hubende, die den Stoß liefern und den Rückgang beschleunigt einleiten soll.

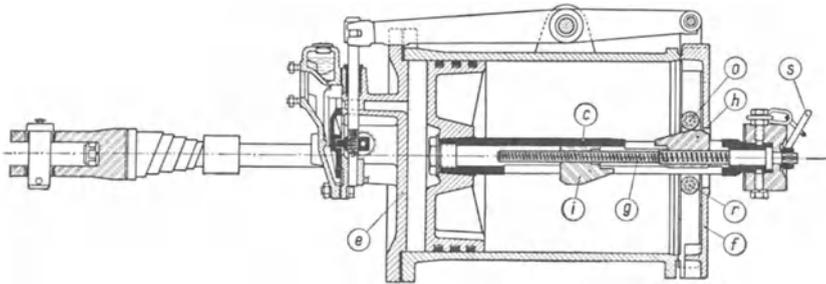


Abb. 409. Längsschnitt durch den Eickhoff'schen Rutschenmotor.

Als Beispiel eines einfachwirkenden Motors sei der in Abb. 409 dargestellte von Gebr. Eickhoff beschrieben. Die links eintretende und durch den vom Muschelschieber freigelegten Steuerkanal in den Arbeitszylinder einströmende Preßluft drückt den Kolben nach rechts, wodurch auch der mit der Kolbenstange durch ein Querstück gekuppelte Rutschenstrang (vgl. Abb. 423 auf S. 357) nach rechts bewegt wird. In der hohlen Kolbenstange *c* ist eine in einen Vierkant endigende und mit zwei steil und flach geschnittenen Gewindesteifeln ausgerüstete Welle verlagert. Auf den Schraubenspindeln verschieben sich bei ihrer Drehung die als Wandermuttern ausgebildeten Nocken *h i*, die mit schrägen Auflaufflächen versehen sind, auf denen die Rollen *o r* während des Kolben-Hin- und Rückganges abwechselnd nach oben und unten bewegt werden. Dabei nehmen sie einen Bügel mit und steuern so durch Vermittelung eines zweiarmigen Hebels und der Schieberstange den Kolben um. Je nach der Entfernung der Nocken *h i* voneinander tritt diese Umsteuerung früher oder später ein; man kann daher durch Drehen des Vierkants mittels des Griffes *s*, wodurch der Abstand der Nocken geändert wird, den Hub verstellen.

Ein doppeltwirkender Motor ist derjenige der Maschinenbau-A.-G. Flottmann & Co. (Abb. 410). Entsprechend der verschiedenen großen Arbeitsleistung beim Hin- und Rückgang ist er als Differentialmotor gebaut; die große Kolbenfläche *A* dient zum Anheben des Rutschenstranges, die kleine Fläche *a* zur Beschleunigung des Rückganges. Die Steuerung erfolgt durch

den Kolbenschieber  $b_1$ , der seinerseits wieder vom Arbeitszylinder aus durch Vermittlung des Hilfskolbenschiebers  $b_2$  umgesteuert wird. Dieser, der von links her ständig Druckluft durch einen (hier nicht gezeichneten) Kanal erhält, wird gegen diesen Druck zurückgeschoben und setzt durch einen kleinen Umföhrungskanal die Bohrung  $c$  und damit (s. den Querschnitt) die im Querschnitt linke Endfläche des Hauptkolbenschiebers  $b_1$  unter Druck. Dadurch wird dieser umgesteuert und der durch den Stutzen  $d$  zutretenden Druckluft der Weg zum Kanal  $e$  freigegeben, so daß nunmehr der Arbeitskolben beaufschlagt wird und nach rechts zurückgehen kann, womit gleichzeitig auch der Hilfschieber  $b_2$  seine frühere Stellung wieder einnimmt. Der Arbeitskolben überschleift auf seinem Wege drei Öffnungen, die zum Zwecke der Hubverstellung durch die Ventilschrauben 1—3 mit

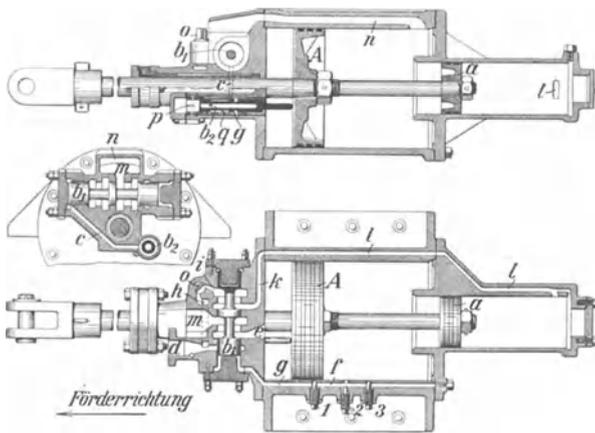


Abb. 410. Doppeltwirkender Schüttelrutschenmotor von H. Flottmann & Co.

dem zur anderen Endfläche des Kolbenschiebers föhrenden Längskanal/ verbunden werden können. Die durch diese Verbindung auf den Kolbenschieber geleitete Frischluft wirft ihn wieder in die gezeichnete Anfangsstellung zurück, da seine Gegenfläche inzwischen durch den Rückgang des Hilfsschiebers über die Auspufföffnung  $g$  mit der freien Luft verbunden und dadurch entlastet worden ist. Die Öffnung der vordersten Schraube 1 bewirkt den kürzesten, die Öffnung der hintersten Schraube 3 den längsten Hub. Die Umsteuerung des Kolbenschiebers  $b_1$  leitet gleichzeitig Druckluft durch die Verbindung  $d h i k$  und den Umföhrungskanal  $l$  hinter den kleinen Arbeitskolben  $a$ , so daß dieser den Hingang der Rutsche unterstützt und (bei söhlicher oder ansteigender Föderung) überhaupt einleitet. Andererseits wird dann die Vorderfläche des Arbeitskolbens  $A$  durch den Kanal  $e$  mit dem Auspuff  $m$  verbunden.

Das Ansaugen von Staub aus der umgebenden Luft in den Raum zwischen den beiden Kolben wird dadurch vermieden, daß dieser Raum durch den „Atmungskanal“  $n$  nach vorn mit der Auspufföffnung verbunden ist, so daß er beim Hingange der Arbeitskolben mit der vorn austretenden verbrauchten Druckluft, die staubfrei ist, wieder gefüllt wird.

Durch Schließen des Hahnes  $o$  wird der Kanal  $i$  von der Frischluft-Zuleitung abgeschlossen; der Motor arbeitet dann nur noch einseitig. Die Verbindung mit dem Auspuff bleibt dagegen für den kleinen Zylinder erhalten, so daß die Schlußstellung des Hahnes  $o$  den Rückgang nicht bremst. Durch

Drosselstellung des Hahns kann die Luftzufuhr zum kleinen Kolben und damit seine Mitarbeit beliebig, gemäß der gewünschten Arbeitsweise, geregelt werden.

Andere, gleichfalls gut eingeführte Preßluftmotoren bauen die Maschinenfabriken Hausherr, Hinselmann & Co. (Hauhineo) in Essen, Gebr. Hinselmann in Essen, Demag in Duisburg, Frölich & Klüpfel in Barmen, Carlshütte in Altwasser in Schlesien u. a. Wegen der Einzelbeschreibung muß auf den auf S. 346 in Anm. 1) angeführten Aufsatz verwiesen werden. Von den verschiedenen Ausführungen der Bohrmaschinenfabrik Glückauf in Gelsenkirchen wird unter Ziff. 19 eine Bauart beschrieben werden.

Besonderer Wert ist auf regelmäßige Schmierung zu legen, die heute in der Regel derartig ausgeführt wird, daß die eintretende Druckluft an einem in die Leitung eingeschalteten oder an den Zylinder angeschraubten Ölbehälter vorbeistreicht und so bei jedem Hube etwas Öl mitnimmt. Um diese Ölung sparsam zu gestalten, verwendet die Bohrmaschinenfabrik Glückauf Ölpatronen, die aus einer mit ölgetränktem Werg umwickelten Spindel bestehen. Abb. 411 läßt erkennen, daß diese Patrone *a* in einem Seitenkanal der Ölkammer *b* derartig untergebracht ist, daß sie durch die Öffnungen *c* und *d* mit dem Zylinder einerseits und der Ölkammer andererseits verbunden ist; die Ölkammer wird also durch die Frischluft unter Druck gesetzt, der im Augenblick der Druckentlastung eine kleine Ölmenge an die Wergpackung und durch diese an den Zylinderraum abgibt. Die Patrone kann durch Lösen des Schraubenkopfes *e* herausgezogen und ausgewechselt werden. Durch die Öffnung *f* wird die Ölkammer gefüllt.

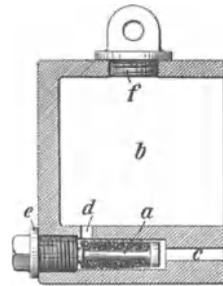


Abb. 411. Ölpatrone für selbsttätige Schmierung.

Wichtig ist bei allen Motoren die kräftige Stoßwirkung und rasche Umsteuerung am unteren Hubende des Rutschenstranges gemäß Abb. 393 auf S. 335. Dieses Ziel wird zunächst durch eine kräftige Pufferwirkung mittels eines Polsters aus stark verdichteter Luft angestrebt, weshalb z. B. in den dargestellten Motoren die Auspufföffnungen in einem gewissen Abstände von der entsprechenden Zylinderstirnfläche angeordnet sind bzw. freigegeben werden. Außerdem dient diesem Zwecke die raschere Zulassung der Preßluft am unteren Ende im Vergleich zum oberen Ende, die durch größeren Durchmesser und geringere Länge der entsprechenden Steuerkanäle erreicht wird. Besonders wichtig ist diese Pufferung für stärkeres Einfallen, wo größere lebendige Kräfte abzufangen sind.

19. — **Gegenzylinder und Gegenmotor.** Die zweiseitige Energiezuführung bietet in der Form, wie sie der doppelwirkende Motor liefert, den Übelstand, daß die auf den Rutschenstrang wirkenden Kräfte als Zug- und Druckkräfte an einem Punkte vereinigt angreifen und dadurch einen unerwünschten ständigen Druckwechsel in die Rutschenverbindungen hineinbringen und einen unruhigen Gang der Rutsche verursachen. Außerdem wechseln die Arbeitsbedingungen für die Rutschen meist zwischen ziemlich weiten Grenzen, so daß es häufig notwendig wird, vom einseitigen zum zweiseitigen Antrieb überzugehen und umgekehrt, wogegen es andererseits er-

wünscht erscheint, nur mit einer Gattung von Motoren mit möglichst einfachem Bau auszukommen.

Daher hat sich neuerdings eine Verteilung der zweiseitigen Wirkung auf zwei getrennte und in einem gewissen Abstände voneinander angreifende Antriebe rasch eingebürgert. Dabei wird gemäß Abb. 412 der Rutschenstrang in ähnlicher Weise wie beim Sägebetrieb mit zweimännischen Sägen zwischen beiden Antrieben  $M$  und  $G$  hin- und hergezogen und so dauernd in Zugspannung gehalten, so daß Druckwechsel vermieden werden. Die Gegenkraft kann durch einen einfachen „Gegenzylinder“ oder durch einen

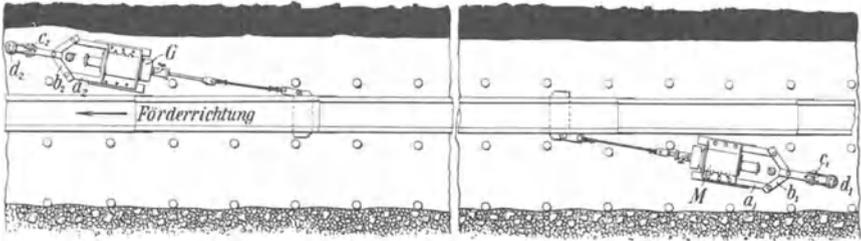


Abb. 412. Rutschenantrieb durch Motor ( $M$ ) und Gegenmotor ( $G$ ).

besonderen „Gegenmotor“ geliefert werden. Der Antrieb vereinfacht sich dabei insofern, als Motor und Gegenzylinder bzw. Gegenmotor, wie die Abbildung zeigt, mittels der Bügelverbindungen  $a_1 b_1 c_1$  und  $a_2 b_2 c_2$  drehbar an Stempel  $d_1 d_2$  gehängt werden und die Rutsche mittels gelenkiger Zugverbindungen bewegen können. Beim Gegenzylinder handelt es sich (Abb. 413) um einen einfachen, mit dem Haken  $a$  an einen Stempel gehängten Zylinder,

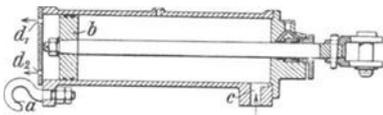


Abb. 413. Gegenzylinder.

dessen Kolben  $b$  beim Hingange des Rutschenstranges auf diesen eine entsprechende Zugwirkung ausübt, beim Rückgange dagegen, durch den Kolben des Antriebsmotors mitgenommen, die Preßluft durch den Anschluß  $c$  wieder ins Netz zurückdrückt. Die untere Zylinderseite steht durch die Öffnungen  $d_1 d_2$  mit der Außenluft in Verbindung.

Der Durchmesser des Kolbens muß dem des Hauptkolbens angepaßt sein und den Arbeitsbedingungen des einzelnen Falles entsprechen, da ein zu kleiner Kolbendurchmesser eine ungenügende Hingangsbeschleunigung liefert, ein zu großer dagegen den Rückgang zu stark bremst.

Der Gegenmotor dagegen wird mit einer selbständigen Steuerung ausgerüstet, die ihn instand setzen soll, sich den vom Hauptmotor ausgeübten Zugwirkungen sinngemäß anzupassen und den verschiedenen Arbeitsbedingungen entsprechend zu arbeiten, so daß man mit einer Gattung Antriebsmotoren ein größeres Arbeitsgebiet beherrschen kann. Eine Ausführung der Bohrmaschinenfabrik Glückauf zeigt Abb. 414, die gleichzeitig auch die grundsätzliche Bauart des Antriebsmotors dieser Firma erkennen läßt. In der gezeichneten Stellung, die der Abwärtsbewegung des Rutschenstranges entspricht, hat der Arbeitskolben die Bohrung  $b_1$  freigegeben, so

daß die verbrauchte Luft durch den Kanal  $c_1$  und die vom Hauptkolbenschieber  $d_1$  freigegebene Auspufföffnung  $e_1$  ins Freie ausblasen kann; ebenso kann bei der gezeichneten Stellung des Hilfskolbenschiebers  $d_2$  die Abluft durch die Bohrung  $f$ , den Kanal  $c_2$  und die Auspufföffnung  $e_2$  entweichen. Überschleift der Arbeitskolben auf dem Rückgange die Bohrung  $f$ , so beginnt die Verdichtung der nunmehr eingeschlossenen Luft, die so lange ansteigt, bis der Verdichtungsdruck, der gegen die rechte Stirnfläche des Kolbenschiebers  $d_1$  wirkt, den auf dessen linke Stirnfläche ausgeübten Gegendruck der Frischluft überwindet und den Kolbenschieber umsteuert; inzwischen ist auch der Hilfskolbenschieber  $d_2$  nach links gedrückt worden und hat die Auspufföffnung  $e_2$  geschlossen. Infolge der Umsteuerung erhält der Arbeitskolben durch die Kanäle  $g$  und  $h$  Volldruck und geht zurück, bis er die Bohrung  $b_1$  wieder überschleift und damit die rechte Stirnfläche der Kolbenschieber  $d_1$  und  $d_2$  entlastet, so daß diese wieder herumgeworfen und in die gezeichnete Stellung zurückgebracht werden.

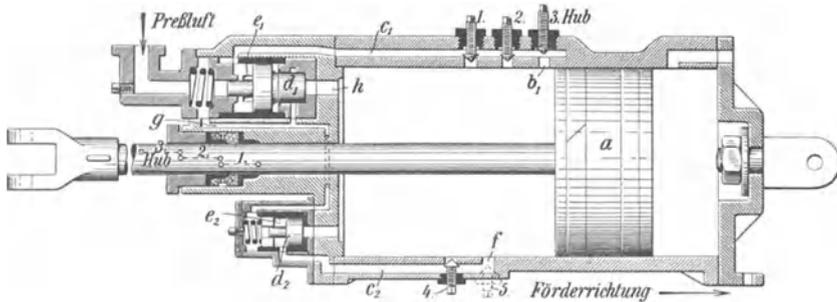


Abb. 414. Gegenmotor mit Kolbenschiebersteuerung.

Durch Schließen der beiden Auspufföffnungen  $e_1$   $e_2$  kann die Bewegung des Rutschenstranges weitgehend geändert werden. Wird der Auspuff  $e_2$  geschlossen, so wird die Verdichtung im Arbeitszylinder verstärkt, da sie bereits nach Verschuß der Bohrung  $b_1$  beginnt. Der Gegendruck setzt dann langsamer ein, und der Stoß wird abgeschwächt. Schließt man auch den Auspuff  $e_1$ , so ist der Motor von der freien Atmosphäre abgeschlossen und nur noch mit der Preßluftleitung verbunden; er arbeitet also einfach als Gegenzylinder, was für geringere Rutschenlängen oder Förderleistungen ausreicht. Durch Öffnung der Kegelventile 1—5 kann der Hub in bekannter Weise verändert werden.

Da der Gegenmotor mit wechselnder Kraft, wie der Hauptmotor, arbeitet, so unterstützt er diesen viel wirksamer als der Gegenzylinder, der beim Hin- und Rückgange stets nahezu die gleiche Zugwirkung auf den Rutschenstrang ausübt.

Andererseits erhöht sich beim Gegenmotorbetrieb der Luftverbrauch, während der Gegenzylinder keine Preßluft aus der Rohrleitung entnimmt, sondern nur durch die beim Hochgange des Motorkolbens in ihm aufgespeicherte Energie betrieben wird. Der Gegenmotorantrieb läßt sich also nur rechtfertigen, wenn eine größere Förderleistung möglich und erwünscht ist. Auch erfordert dieser Antrieb größere Sorgfalt, da beide Motoren genau auf-

einander abgestimmt werden müssen. Zu diesem Zwecke sind bei den Glückauf-Motoren an den Kolbenstangen die aus Abb. 414 ersichtlichen Hubmarken 1—3 angebracht, die bei beiden Motoren je nach der verlangten Hubgröße einzustellen sind.

**20. — Elektrischer Antrieb.** Der elektrische Antrieb von Schüttelrutschen ist eine Notwendigkeit für solche Gruben, die, wie die meisten Kalisalzbergwerke und viele oberschlesische Steinkohlengruben, ganz ohne Preßluftleitungen sind oder doch nur über mäßige Preßluftmengen verfügen. Er hat sich infolgedessen dort auch bereits in größerem Umfange eingeführt. Allerdings stieß er zunächst auf erhebliche Schwierigkeiten, die sich aus den eigenartigen Arbeitsbedingungen des Rutschenantriebs erklären. Sie bestehen zunächst in der erforderlichen starken Übersetzung ins Langsame, die man teils durch mehrfaches Stirnradvorgelege, teils durch Schneckenantrieb bewirkt hat, hauptsächlich aber in der Notwendigkeit, die gleichförmige Drehbewegung des Elektromotors in die ungleichförmigen Stoßbewegungen des Rutschenstranges überzuführen. Dabei ist noch besonders darauf Rücksicht zu nehmen, daß jeder Rutschenstrang seine Eigenschwingung hat, die je nach seiner Länge, Neigung und Füllung wechselt und mit der die Bewegung des Motors in Einklang gebracht werden muß, was sich bei Preßluftmotoren durch deren unmittelbaren Zusammenhang zwischen Rutschenbewegung und Steuerung leicht erreichen läßt, bei Elektromotoren aber auf erhebliche Schwierigkeiten stößt.

Die Bewegung des Motors kann auf die Rutsche mit oder ohne Zwischenschaltung von Federn übertragen werden<sup>1)</sup>.

Bei dem der ersteren Gruppe angehörigen Antrieb der Siemens-Schuckert-Werke<sup>2)</sup> wurde als Vermittler zwischen Motor und Rutsche der von den elektrischen Bohrmaschinen her bekannte Federschlitten gewählt. Der Motor bewegte durch Vermittlung einer Kurbelscheibe und einer Schubstange einen Rahmen, innerhalb dessen sich ein mit dem Angriffsarm für die Rutsche verbundener und zwischen einer Schrauben- und einer Pufferfeder verlagerter „Stein“ frei bewegen konnte, so daß der Rutschenstrang an beiden Hubenden in einem durch das Federspiel gegebenen Maße ausschlagen konnte. Die durch die Beanspruchung der Federn veranlaßten Schwierigkeiten haben zum Aufgeben dieses Antriebes geführt.

Der Motor von Frölich & Klüpfel ist gleichfalls mit einer starken Feder zur Aufnahme der Stöße ausgerüstet. Der Motor der Bohrmaschinenfabrik Glückauf arbeitet mit einer Verbindung von Preßluft- und Federpuffer.

Beim zwangsläufigen Antrieb muß eine Verbindung zwischen-geschaltet werden, die aus der gleichförmigen Drehung des Motors eine ungleichförmige Bewegung ableitet. Von den zahlreichen Hilfsmitteln dieser Art seien hier nur der Ellipsenradantrieb und das Doppelkurbelgetriebe erwähnt.

Der Ellipsenradantrieb beruht nach Abb. 415 darauf, daß zwei Zahn- oder Reibungsräder *a* und *b* von elliptischer Form, deren jedes um eine in einem

<sup>1)</sup> Näheres s. Bergbau 1931, Nr. 28/29, S. 339 u. f.; K. Th. Meyer: Die elektrischen Schüttelrutschenantriebe.

<sup>2)</sup> Abbildung s. in der 3./4. Auflage dieses Bandes.

Brennpunkt gelagerte Welle  $W_1$  bzw.  $W_2$  drehbar ist, miteinander gekuppelt sind und das Rad  $a$  vom Motor gedreht wird, das Rad  $b$  durch Vermittlung der Kurbelscheibe  $c$  und einer Zugstange  $d$  den Rutschenstrang bewegt. Ein Vergleich der sich aufeinander abwälzenden Oberflächen der beiden Räder lehrt, daß in der gezeichneten Stellung das Rad  $b$  die Hälfte seiner Drehung zurücklegt, während das Rad  $a$  nur einen wesentlich kleineren Winkel beschreift, d. h. das Rad  $b$  sich schneller als  $a$  dreht, wogegen in der Gegenstellung das Umgekehrte der Fall ist.

Eine Ausführungsform dieses Antriebs, wie sie die Maschinenfabrik Schmidt, Kranz & Co. in Nordhausen a. H. herstellt, zeigt Abb. 416. Der Motor  $M$  bewegt über zwei Stirnradvorgelege

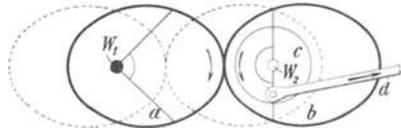


Abb. 415. Grundgedanke der Ellipsenradantriebe.

das Ellipsenradgetriebe  $e_1 e_2$ ; die Achse des Rades  $e_2$  nimmt mittels der Kuppelung  $k$  den Kurbelzapfen  $z$  mit, an dem die Zugstange für die Rutschenbewegung angreift. Die Hubgröße kann durch Benutzung verschiedener Kurbelzapfenlöcher in der Kurbelscheibe nach Bedarf eingestellt werden. Durch An-

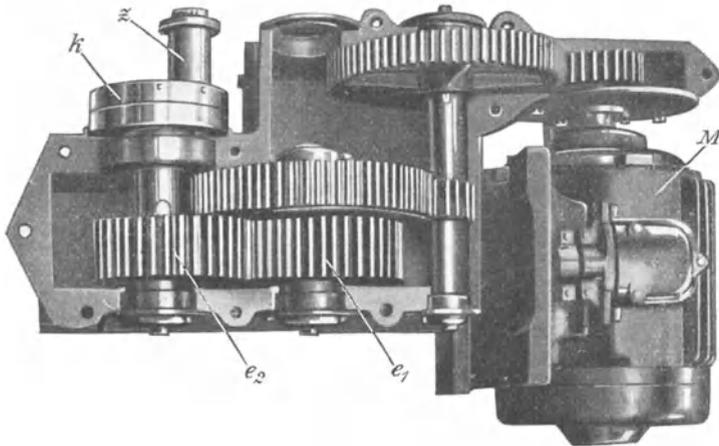


Abb. 416. Gesamtansicht eines Ellipsenradantriebes.

ordnung eines Ellipsengetriebes an jeder Seite kann ein Antrieb mit Doppelzugstange (für größere Leistungen) ermöglicht werden. — Sämtliche Zahnräder und Wellen bestehen aus gehärtetem Chromnickelstahl und laufen im Ölbad. Das Gehäuse besteht aus Stahlguß.

Beim Doppelkurbelantrieb wirkt gemäß der grundsätzlichen Darstellung in Abb. 417 die vom Motor gedrehte Kurbel  $a$  durch Vermittlung der Pleuelstange  $b$  auf den entsprechend längeren Schwinghebel  $c$  und damit auf die zum Rutschenstrange führende Zugstange  $d$ . Dabei ergeben sich infolge der verschiedenartigen Zusammensetzung der Kurbel- und Schwingenbewegung bei gleichmäßiger, durch die Punkte 1—6 gekennzeichnete Kurbeldrehung ganz verschiedene Wege für die Schwinde (vgl. die entsprechenden Zahlen), so daß die gewünschte Ungleichmäßigkeit des Rutschenganges erzielt wird.

Abb. 418 zeigt (in etwas vereinfachter Darstellung) die Anwendung dieses Gedankens in der Ausführung der Maschinenfabrik Gebr. Eickhoff. Der Motor *a* dreht mittels der Zahnradvorgelege  $b_1 - b_4$  die Kurbelscheibe *c*, welche die Kurbel *a* in Abb. 417 vertritt. Die Kurbelscheibe bewegt die exzentrisch eingezapfte Kurbel *d*, die ihrerseits am Schwinghebel *e* angreift. Dessen Achse *f* trägt an jedem Ende einen Zapfen, auf den eine die Bewegung der Rutsche bewirkende Schwinde gekeilt wird. Man hat also die Möglichkeit, die Schwinde rechts oder links angreifen zu lassen und

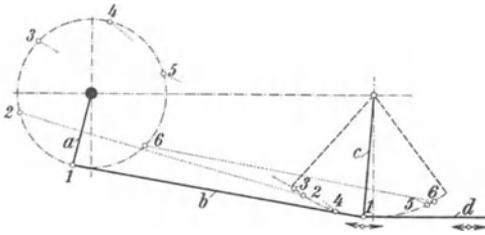


Abb. 417. Bewegungsvorgänge beim Doppelkurbelantrieb.

ihre Bewegung nach unten oder oben weiterzuleiten. Der Motor wird gekapselt (mit Außenkühlung durch Rippen) und mit dem Getriebekasten zusammen in ein Gußeisengehäuse eingeschlossen. Wie die Abbildung ferner erkennen läßt, sind im Schwinghebel zwei Bolzenlöcher  $g_1 g_2$  für die Verbindung mit der Kurbel vorgesehen, damit die Hublänge verstellbar werden kann; außerdem ermöglichen verschiedene Bolzenlöcher das Umstecken der Kurbelscheibe *c* gegen das Zahnrad  $b_4$  und damit die Hubregelung vom Motor aus.

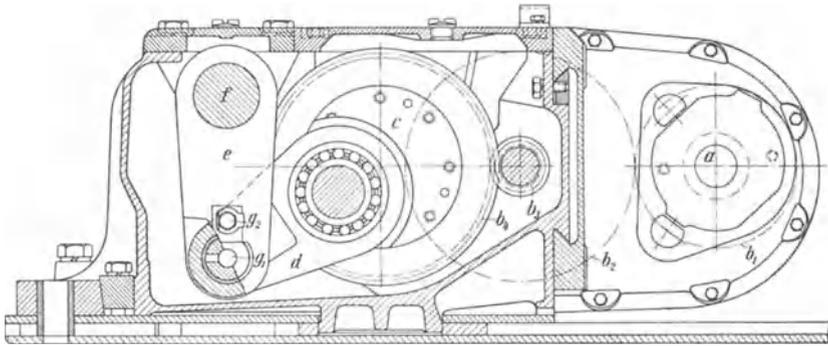


Abb. 418. Ausführung des Doppelkurbelantriebes.

**21. — Aufstellung des Motors und Übertragung der Bewegung auf den Rutschenstrang<sup>1)</sup>.** Es könnte an und für sich erwünscht erscheinen, den Motor in der Nähe der oberen oder unteren Teil- oder Sohlenstrecke aufzustellen, um ihn möglichst bequem ein- und ausbauen zu können. Jedoch bietet die Aufstellung am oberen Ende des Rutschenstranges den Übelstand, daß die obersten Rutschenverbindungen, da auf sie fast die ganze Last des Rutschenstranges als Zugkraft wirkt, stark beansprucht werden. Andererseits verbietet sich die Aufstellung am unteren Ende, weil dann der Schwerpunkt des Rutschenstranges höher liegt, dieser also, auf den Motor bezogen, sich gewisser-

<sup>1)</sup> S. auch Bergbau 1928, Nr. 32, S. 391 u. f.; H. Philipp: Über die Aufstellung und Behandlung von mit Preßluft betriebenen Schüttelrutschenmotoren.

maßen im labilen Gleichgewicht befindet und daher stark schlingert. Deshalb läßt man bei größeren Bauhöhen in der Regel den Motor etwa in zwei Drittel der flachen Höhe angreifen. Bei geringen Rutschenlängen kann man den Motor auch am oberen Ende aufstellen. Der Motor kann unmittelbar oder mittelbar angreifen. Die Möglichkeit des unmittelbaren Angriffs ist nur beim Preßluftbetrieb gegeben. Sie schließt eine Regelung der Hublänge durch die Übertragungsglieder aus; diese kann also nur im Motor erfolgen.

Der einfachste Angriff ist der Kopfangriff, bei dem der Motor einfach in der oberen Verlängerung der Rutsche aufgestellt wird. Er eignet sich aber nur für kurze Rutschen und nur für die Abförderung vom Stoß, nicht

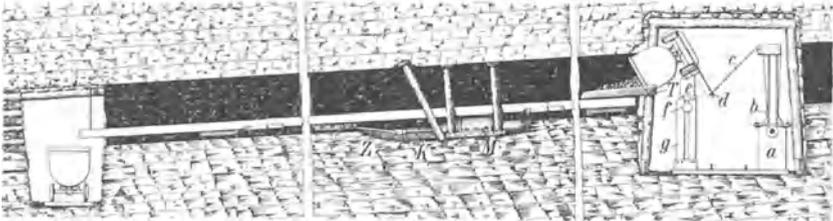


Abb. 419. Rutschenstrang mit unterhalb liegendem Antrieb, für Bergförderung.

für die Zuführung von Versatzbergen, deren Einfüllen in den Rutschenstrang dann zu schwierig werden würde.

Der Angriff im mittleren oder oberen Teil des Rutschenstranges macht die Aufstellung des Motors unterhalb der Rutsche oder seitlich von ihr notwendig.

Die den Antrieb aufnehmende Rutsche erhält dann, wie die Abbildungen erkennen lassen, einen Ansatz aus zwei ange Nieteten Winkelblechen, durch deren Löcher der von der Angriffstange umfaßte Bolzen geht; diese Bolzenlöcher werden in einer gewissen Anzahl vorge-

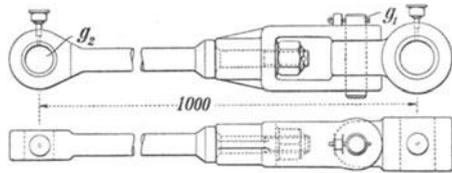


Abb. 420. Doppelgelenkstange für den Rutschenantrieb (Hauhinco).

sehen, um die Kolbenstellung des Motors in die richtige Lage zum Rutschenstrang zu bringen. Den Antrieb von unten zeigt Abb. 419; die Pleuelstange ist, um nicht zu viel Liegendes für den Angriff nachreißen zu müssen, schräg nach oben zum Bolzen *b* geführt. Beim seitlichen Angriff mit starrer Stange, bei dem eine gewisse Querwirkung auf den Rutschenstrang nicht zu vermeiden ist, muß diese durch möglichst spitzwinkelige Aufstellung des Motors hinsichtlich der Rutsche nach Möglichkeit beschränkt werden. Da bei einem solchen Antrieb der Angriffspunkt der Zugstange an der Rutsche sich sowohl in der Richtung des Rutschenstranges als auch quer dazu (aufwärts) bewegt, so bietet die Verwendung einer Doppelgelenkstange nach Abb. 420 mit den Gelenken *g*<sub>1</sub> und *g*<sub>2</sub> den Vorteil, daß die Zugstange sich beiden Bewegungen anpaßt und dadurch Klemmungen verhütet werden. Wird allerdings mit Gegenzylinder oder Gegenmotor (Ziff. 19) gearbeitet, so genügt auch Seil- oder Kettenzug.

Der mittelbare Angriff ermöglicht das Zwischenschalten einer Hebel- oder sonstigen Übersetzung und damit

1. Verwendung kleinerer Motoren mit längerem Hub, der in einen kürzeren Hub der Rutsche umgewandelt wird,
2. Einstellbarkeit des Hubes durch Verkürzung oder Verlängerung der Hebelarme,
3. bei einseitig wirkenden Motoren Aufstellung des Motors in einem Zwischenort und Angriff mit Seil, das verlängert werden kann, so daß der Motor erst in größeren Zeitabschnitten dem Vorrücken des Rutschenstranges zu folgen braucht. Dieser Antrieb eignet sich daher besonders für schwere Motoren, wie sie für lange Rutschenstränge und stärkere Leistung erforderlich werden.

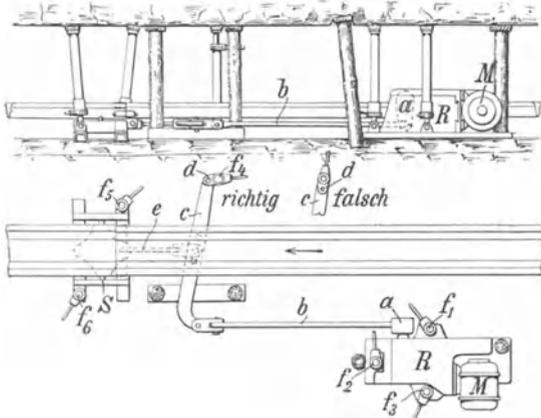


Abb. 421. Rutsche mit Hebelangriff durch einen elektrischen Eickhoff-Antrieb.

Beispiele zeigen die Abbildungen 421—423. In Abb. 421 bewegt der Motor M (vgl. Abb. 418) mittels der Schwinde a und der Zugstange b den einarmigen Hebel c, an dem der Rutschenstrang hängt. Da der Hebel c während der Schwingung eine Querbewegung zu machen strebt, ist sein Drehpunkt nicht starr, sondern in einer kleinen Schwinde d verlagert, die um den Stempel f<sub>4</sub> schwingt und ein Ausweichen gestattet. Demgemäß ist die in der Nebenzeichnung dargestellte Stellung der Schwinde falsch. Das Umstecken des Verbindungsbolzens in die drei verschiedenen Löcher des Hebels c ermöglicht eine Veränderung der Hebelarme. Abb. 422 zeigt den Seilangriff aus einem Blindort heraus, wobei das Seil a durch Klemmen gehalten wird, so daß es leicht verlängert werden kann. Auch hier werden Querbewegungen vermieden, indem der Hebel b, an dessen anderem Ende die Zugstange c des Rutschenstranges angreift, um den Endpunkt des Gegenlenkers d schwingt, dessen Ausschwingen nach der einen Seite demjenigen des Hebels nach der anderen Seite entgegenwirkt. Abb. 423 zeigt einen Kettenantrieb mit Drehrolle r, wobei die Kette k gewissermaßen einen einarmigen Gelenkhebel darstellt.

Da der Hebel c während der Schwingung eine Querbewegung zu machen strebt, ist sein Drehpunkt nicht starr, sondern in einer kleinen Schwinde d verlagert, die um den Stempel f<sub>4</sub> schwingt und ein Ausweichen gestattet. Demgemäß ist die in der Nebenzeichnung dargestellte Stellung der Schwinde falsch. Das Umstecken des Verbindungsbolzens in die drei verschiedenen Löcher des Hebels c ermöglicht eine Veränderung der Hebelarme. Abb. 422 zeigt den Seilangriff aus einem Blindort heraus, wobei das Seil a durch Klemmen gehalten wird, so daß es leicht verlängert werden kann. Auch hier werden Querbewegungen vermieden, indem der Hebel b, an dessen anderem Ende die Zugstange c des Rutschenstranges angreift, um den Endpunkt des Gegenlenkers d schwingt, dessen Ausschwingen nach der einen Seite demjenigen des Hebels nach der anderen Seite entgegenwirkt. Abb. 423 zeigt einen Kettenantrieb mit Drehrolle r, wobei die Kette k gewissermaßen einen einarmigen Gelenkhebel darstellt.

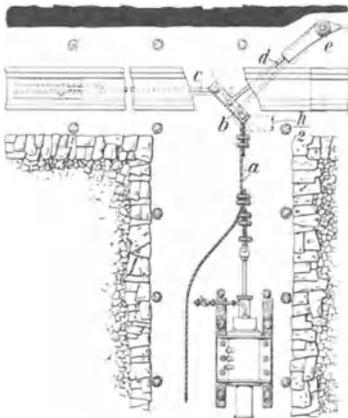


Abb. 422. Rutsche mit Seilangriff durch einen Flottmann-Motor.

anderem Ende die Zugstange c des Rutschenstranges angreift, um den Endpunkt des Gegenlenkers d schwingt, dessen Ausschwingen nach der einen Seite demjenigen des Hebels nach der anderen Seite entgegenwirkt. Abb. 423 zeigt einen Kettenantrieb mit Drehrolle r, wobei die Kette k gewissermaßen einen einarmigen Gelenkhebel darstellt.

In allen Fällen muß der Motor gegen die vom Rutschenstrange ausgeübte Zugkraft kräftig abgespreizt werden. Das geschieht nach Abb. 419 und 421 durch Abstempeln des Sohlenrahmens gegen das Hangende, und zwar nach Abb. 419 durch einfache Stempel und schräge Spreizen, nach Abb. 421 durch Schraubenstempel  $f_1 - f_3$ ; die gleichen Stempel werden hier auch zum Festhalten der Schwinge  $d$  und zum Abstützen des Führungstuhles  $S$  benutzt.

**22. — Kraftbedarf und Leistungen.** Über die wichtigsten Betriebszahlen für Preßluftmotoren bei verschiedenen Beanspruchungen gibt die nachstehende Zahlentafel Aufschluß, in der, als für den Kraftbedarf des Motors maßgebend, außer der Rutschenlänge und der geforderten Stundenleistung auch das Einfallen und das günstige oder ungünstige Verhalten des Förderguts in Rechnung gestellt ist.

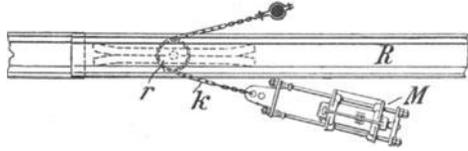


Abb. 423. Kettenangriff nach Müggenburg.

Bei elektrischem Antrieb wird mit einem Kraftbedarf von etwa 5—15 kW gerechnet. Diese Zahlen sind höher, als man bei der guten Energieausnutzung durch den Elektromotor an sich annehmen sollte; sie erklären sich durch die im Vorgelege steckenden Verluste.

Die Leistungsfähigkeit einer Förderrutsche von gegebenem Querschnitt ist bei einer bestimmten Hubzahl in ihrem erreichbaren Höchstmaß durch die Länge des Weges gegeben, den das Fördergut bei jedem Hube selbständig auf der Rutsche zurücklegt. In der Regel bleibt sie aber hinter diesem Höchstmaß zurück, da das Fördergut meist wieder etwas mit zurückgenommen wird. Maßgebend für die Berechnung ist ausgefüllter Querschnitt und Eigen-

**Übersicht über die für die Rutschenförderung mit Preßluftantrieb wichtigsten Angaben.**

Länge des Rutschenstranges m	Förderleistung t/h	Förderverhältnisse <sup>1)</sup>	Antriebsmotor					Rutschenprofil (Füllquerschnitt) cm <sup>2</sup>	Gewicht des Rutschenblechs kg/m
			Zylinderdurchmesser mm	Hub mm	Hubzahl/min	Luftverbrauch m <sup>3</sup> /min	Leistung PS <sup>2)</sup>		
60	15—25	0	220—250	} 250 bis 350	} 45—60	2,0—2,4	2,2—2,6	} 420	} 19,0
		x	320—350			4,5—5,5	4,9—6,0		
	40—60	0	350—400			6,0—6,5	6,5—7,0		
		x	400—420			10,0—12,0	11,0—13,0		
100	15—25	0	250—300	} 320 bis 400	} 38—50	3,5—4,0	3,8—4,4	} 530	} 21,0
		x	350—370			6,0—7,5	6,5—8,2		
	40—60	0	370—400			8,0—9,5	8,7—10,4		
		x	400—420			11,5—13,0	12,6—14,2		
120	15—25	0	320—350	} 350 bis 420	} 36—45	4,0—4,5	4,4—4,9	} 530	} 21,0
		x	350—380			7,0—8,5	7,6—9,3		
	40—60	0	380—400			9,5—11,0	10,4—12,0		
		x	400—420			12,5—14,0	14,7—15,2		

<sup>1)</sup> 0 = günstig (Einfallen 5—12°, gut rutschendes Fördergut),  
 x = ungünstig (Einfallen 0—5°, schlecht rutschendes Fördergut).

<sup>2)</sup> Die erforderliche Kompressorleistung ist mit dem etwa 5,5 fachen Betrage einzusetzen. — Betriebsdruck 4 atü.

weg des Förderguts am Austragende. Wichtig für die Steigerung der Leistung ist bei gegebener Neigung die Verringerung der Reibung (vgl. die Zahlentafel auf S. 337). Allerdings darf beim Hingange der Rutsche die Reibung eine gewisse Größe nicht unterschreiten, weil sonst das Fördergut die Bewegung nicht voll mitmacht; daher ergibt sich für größere, rundliche Stücke bei flacher Neigung der Rutsche eine gewisse Minderleistung, da diese zum Zurückrollen neigen. Doch ist dann die Änderung des Antriebs oder der Führung der Rutsche wirtschaftlicher als die Vergrößerung der Reibung.

**23. — Kosten der Schüttelrutschenförderung<sup>1)</sup>.** Die Ausgaben für die Schüttelrutschenförderung setzen sich hauptsächlich aus denjenigen für die Rutschen selbst, für die Motoren und für die Antriebskraft zusammen. Was zunächst die Kosten des Rutschenstranges betrifft, so kann man mit folgenden Mittelwerten für die von einer Rutsche von 4 mm Wandstärke bis zum Verschleiß zu bewältigenden Fördermengen rechnen:

für reine Kohlenförderung . . . . .	170 000—200 000 t
für Bergförderung . . . . .	40 000— 50 000 t
für gemischte Förderung . . . . .	80 000—100 000 t.

Legt man eine Stundenleistung von 50 t für den Rutschenstrang zu Grunde, so ergibt sich bei täglich 7 Stunden reiner Förderzeit eine mittlere Jahresleistung von  $50 \cdot 7 \cdot 300 = 105\,000$  t. Diese Fördermenge belastet aber bei Seitenbeschickung (S. 338) nur das Austrag-Ende, und die mittlere Belastung des ganzen Stranges beträgt nur die Hälfte, also rund 50 000 t. Es würde sich also, wenn man reine Kohlenförderung annimmt, eine Betriebsdauer des Rutschenstranges von etwa  $3\frac{1}{2}$  Jahren ergeben, und man würde zuzüglich des Verzinsungsbetrages mit rund 40% Abschreibung und Verzinsung des im Rutschenstrang steckenden Kapitals zu rechnen haben. Nimmt man nun für den Rutschenstrang selbst eine Länge von 100 m und einen Preis von 14  $\mathcal{M}$ /m und für die Rollenböcke bzw. Kugelstühle einen solchen von je 5 bzw. 14  $\mathcal{M}$  an und rechnet man mit einem Luftverbrauch von 4—5 m<sup>3</sup>/min, entsprechend einem Jahresverbrauch von  $4 \cdot 60 \cdot 7 \cdot 300$  bis  $5 \cdot 60 \cdot 7 \cdot 300 = 504\,000$  m<sup>3</sup> bis 630 000 m<sup>3</sup> zu je 0,35  $\mathcal{M}$ , so ergeben sich etwa folgende Jahreskosten:

Rutschenstrang mit Zubehör . . . . .	40%	von 1600—1900 $\mathcal{M}$	= 640— 760 $\mathcal{M}$
Motor (Betriebsdauer 5 Jahre) . . . . .	27%	„ 600— 750 „	= 160— 200 „
Gegenmotor bzw. Gegenzylinder . . . . .	27%	„ 150— 400 „	= 40— 110 „
Instandhaltung:			
für den Rutschenstrang, rd. . . . .	10%	„ 1600—1900 „	= 160— 190 „
für die Motoren und Gegenzylinder	20%	„ 750—1150 „	= 150— 230 „
Luftverbrauch $504\,000 \cdot 0,0035$ — $630\,000 \cdot 0,0035$ $\mathcal{M}$			= 1760—2200 „
			insgesamt 2910—3690 $\mathcal{M}$

Bei der angenommenen Jahresleistung ergibt sich somit ein Betrag von 5,8—7,4  $\mathcal{M}$ /t ohne Berücksichtigung der Löhne für Schlosser und Umleger. Rechnet man die Rutschenlänge mit 100 m, den durchschnittlichen Weg des Fördergutes also mit 50 m, so entspricht die zugrunde gelegte Gesamtförder-

<sup>1)</sup> Vgl. Glückauf 1930, Nr. 3, S. 85/86; Folkerts u. Bechtold: Anwendungsmöglichkeit und Wirtschaftlichkeit der Bandförderer im Steinkohlenbergbau; — ferner ebenda 1930, Nr. 42, S. 1381 u. f.; Dr. C. H. Fritzsche: Vergleich der Wirtschaftlichkeit von Preßluft und Elektrizität im Ruhrkohlenbergbau; — ferner ebenda 1931, Nr. 43, S. 1331 u. f.; F. W. Wedding: Leistungen und Kosten des Förderbetriebes im Ruhrkohlenbergbau.

menge einer Förderleistung von 5250 Tonnenkilometer (tkm); die Kosten je tkm errechnen sich dann zu 55—70  $\text{M}$  ohne Löhne.

Diese als günstig anzusehenden Kostenziffern können aber wesentlich überschritten werden, wenn die Verhältnisse ungünstig liegen: welliges Liegendes, feuchtes Fördergut, mangelhafte Ausnutzung der Rutsche (im Ruhrbezirk durchschnittlich 106 t täglich), schwaches Einfallen. Sie steigern sich insbesondere auch dann, wenn die Rutsche auch zur Bergförderung herangezogen werden muß und infolgedessen der Verschleiß, die Motorkraft und der Energieverbrauch wesentlich höher werden, so daß dann die Kosten leicht auf 12—18  $\text{M}$  je t Kohlenförderung heraufgehen können.

Für den elektrischen Antrieb ergibt sich etwa folgende Rechnung:

Rutschenstrang mit Zubehör . . . . .	40%	von 1600—1900 $\text{M}$	= 640— 760 $\text{M}$
Motor (Betriebsdauer 5 Jahre) . . . . .	27%	„ 2500—3000 „	= 680— 810 „
Instandhaltung:			
für den Rutschenstrang, rd. . . . .	10%	„ 1600—1900 „	= 160— 190 „
für den Motor . . . . .	5%	„ 2500—3000 „	= 125— 150 „
Stromverbrauch (8—10 kW, 5 $\text{M}$ /kWh) <sup>1)</sup>			= 840—1050 „
		insgesamt rd.	2445—2960 $\text{M}$

entsprechend 4,9—5,9  $\text{M}$ /t.

<sup>1)</sup> Der Satz von 5  $\text{M}$  ist mit Rücksicht auf die zusätzlichen Kosten für die elektrische Ausrüstung unter Tage durch Transformatoren, Streckenschalter usw. eingesetzt.

Der Gesamtbetrag stellt sich also etwas niedriger, da die wesentlich höheren Anschaffungskosten für die Motoren durch die bedeutenden Ersparnisse im Energieverbrauch und die geringeren Instandhaltungskosten ausgeglichen werden. Bei geringerer Ausnutzung wird der elektrische Antrieb wegen seines höheren Kapitaldienstes teurer als der Preßluftantrieb.

Für den Ruhrbezirk sind die durchschnittlichen Kosten mit 48  $\text{M}$ /t ermittelt worden, wovon etwa 20—30  $\text{M}$  auf Löhne entfallen dürften.

**24. — Bergförderung mittels Schüttelrutschen.** Sofern nach den örtlichen Verhältnissen die Bergeschaffung durch Blindortbetrieb oder der Selbstversatz ausscheidet und man nicht zum Blasversatz (s. Ziff. 48 u. f.) übergehen will, müssen die Rutschen zur Einförderung der fremden Berge mit herangezogen werden. Dadurch werden häufig große Anforderungen an den Rutschenbetrieb gestellt, da der Rutschenbau an sich große Versatzmengen erfordert und andererseits die Bergförderung häufig nicht nur wegen des größeren Gewichts, sondern auch wegen der ungünstigen Beschaffenheit der Berge bedeutend größere Schwierigkeiten als die Kohlenförderung verursacht. Die Teilsohlenstrecken werden dann bei größerer Flözmächtigkeit zweispurig aufgefahren, um die verlangten Förderleistungen durch Trennung der Kohlen- und Bergförderung bewältigen zu können. (Von dem früher auch geübten Verfahren, die Kohlenförderstrecke im Hangenden, die Bergförderstrecke im Liegenden aufzufahren, macht man heute kaum noch Gebrauch, da dann die Kosten gesteigert werden und der Gebirgsdruck ungünstig beeinflußt wird und da andererseits heute die Hochkipper [s. Ziff. 66] das Heben der Berge, die Ladewagen [Ziff. 35] das Heben der Kohle gestatten).

Für die Bergzufuhr mittels Schüttelrutschen ergeben sich folgende Möglichkeiten (vgl. Abb. 424):

1. Benutzung derselben Rutsche in einer besonderen Schicht nur für die Bergförderung (Abb. 424 a). Man muß dann, wenn man in zwei Schichten Kohlen fördern will, die Nachtschicht für die Bergförderung benutzen, was in den meisten Fällen nicht ausreicht, zumal die Nachtschicht auch noch für das Umlegen des Rutschenstranges ausgenutzt werden muß.

2. Gleichzeitige Kohlen- und Bergförderung in derselben Rutsche nach Abb. 424 b. Hier werden zunächst die Berge am unteren Ende ausgetragen, sodann wird die Austragstelle nach und nach höher gelegt, worauf die unter der Absperrung liegenden Rutschenteile zur Kohlenförderung ausgenutzt werden können. Dieses Verfahren hat den Übelstand, daß die weiter oben arbeitenden Hauer länger auf die Abförderung ihrer Kohlen warten müssen und die Beanspruchung der Rutsche sich fortgesetzt ändert. Außerdem müssen

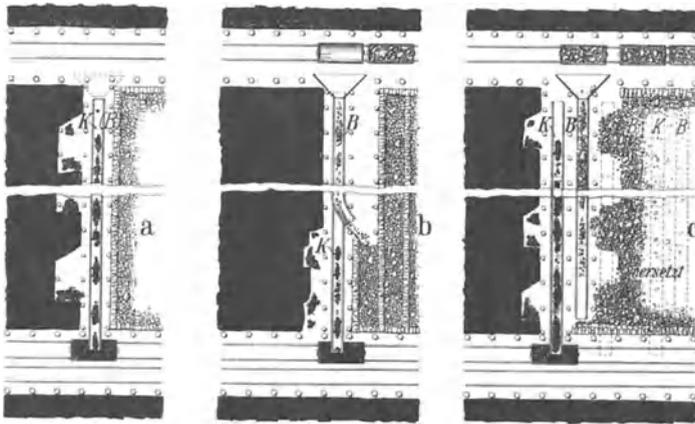


Abb. 424 a—c. Verschiedene Arten der Bergförderung mit Schüttelrutschen.

die Rutschen sehr leistungsfähig sein, werden also breit und schwer. Ferner nimmt das mit diesem Verfahren verbundene schwebende Einbringen des Versatzes in der Regel zuviel Zeit in Anspruch.

3. Verwendung von zwei selbständigen Rutschensträngen nach Abb. 424 c, deren einer für die Kohlen-, der andre für die Bergförderung dient<sup>1)</sup>. Dieses Verfahren bildet heute die Regel. Man kann unter Umständen zwei solcher Rutschenstränge gleichzeitig durch einen Motor antreiben.

Bei dieser Anordnung kann man mit leichteren Rutschen auskommen und bei selbständigem Antrieb jeder Rutsche sich den Erfordernissen des Betriebes durch gesonderte Regelung des Ganges jedes einzelnen Motors am besten anpassen. Das Vorschieben der Rutschen mit dem Vorrücken des Abbaustoßes erfolgt, wenn das Hangende nicht das geschlossene Vorschieben beider Rutschen gestattet, in der Regel in der Weise, daß immer die hintere Rutsche aus- und vor der vorderen wieder eingebaut wird, so daß, wie die Abbildung andeutet, jede Rutsche zunächst zur Kohlen- und dann zur Berge-

<sup>1)</sup> Vgl. auch Glückauf 1922, Nr. 19, S. 553 u. f.; Gerke: Die Anwendung von doppelten Rutschen beim Strebbaue.

förderung dient. Allerdings würde das gleichzeitige Verlegen beider Rutschenstränge den Vorteil bieten, daß jede Rutsche dauernd demselben Zweck dient und daher diesem besonders angepaßt werden kann; auch würde eine besondere Reinigung der Bergerutsche vor ihrer Verwendung als Kohlenrutsche entbehrlich werden. Doch würden diese Vorteile durch die Notwendigkeit des doppelt so häufigen Umlegens der Rutschen zu teuer erkaufte werden.

Die Förderung mit zwei Rutschen stellt wegen der größeren Breite des freizuhaltenden Raumes größere Ansprüche an die Festigkeit des Hangenden. Auch die Erhöhung des Geräusches, das die Beobachtung der Gebirgsbewegungen erschwert, und die Übertragung der Erschütterungen durch den Motor auf das Gebirge bei Hängerutschen wirkt in gleichem Sinne. Ist also das Hangende zu unzuverlässig, so wird man die Bergeförderung in einer besonderen Schicht oder in einem besonderen Abschnitt der Schicht vorziehen.

Bei rascherem Fortschritt des Verhiebes müssen die Berge in der ganzen Länge des Rutschenstranges seitlich entnommen werden können. Diese Seitenentnahme läßt sich nach Abb. 425 durch Anklemmen eines Troges  $t$  an beliebiger Stelle mittels der Klammern  $k_1$   $k_2$  erleichtern, indem dieser die Berge schräg nach oben und nach außen führt. Da aber dadurch die Förderung zu den tiefer liegenden Entnahmestellen unterbunden wird, so hilft man sich heute meist durch einfache Entnahme mit der Schaufel oder (bei den für Versatzmauern bestimmten größeren Stücken) mit der Hand und legt höchstens behelfsmäßig einfache Bleche schräg ein.



Abb. 425. Seitlicher Bergeaustrag bei Schüttelrutschen.

In Lagerstätten von größerer Mächtigkeit kann man bei schwebend eingebrachtem Versatz und Verwendung von Hängerutschen die Versatzarbeit erleichtern, indem man das letzte Stück des Rutschenstranges ansteigend führt, um die Berge bis nahezu unter das Hangende bringen zu können. Bei der sog. „Stopfrutsche“ nach Wiesenthal (Ausführung von Haus herr, Hinselmann & Co.) wurde zu diesem Zwecke ein besonderes Stück angeklemt, das sich durch Anstoßen an die anwachsende Versatzböschung selbsttätig zurückschob und so den engen Anschluß an diese dauernd sicherte. Doch hat sich diese Vorrichtung wegen der unvermeidlichen Klemmungen und Verbiegungen der Vorschubrutsche nicht behaupten können.

Bei schwebendem Verhieb wird zweckmäßig die oberste Kohlen- und die unterste Bergerutsche schwenkbar angeordnet, um den ganzen Kohlen- bzw. Versatzstoß bestreichen zu können.

**25. — Zusammenarbeiten von Rutschen.** In größeren Abbaubetrieben kann der Rutschenförderbetrieb größeren Umfang annehmen, indem mehrere Rutschen sowohl hintereinander geschaltet werden als auch in Parallelschaltung auf größere Sammelrutschen arbeiten können.

Der einfachste Fall der Hintereinanderschaltung liegt dann vor, wenn unter günstigen Lagerungsverhältnissen mehrere Rutschenstreben übereinander zu Felde gehen und in ihrer Gesamtheit einen einzigen großen Abbaustoß bilden. Eine solche Förderanlage wird z. B. in Bd. I, 6. Aufl., 4. Abschnitt,

durch Abb. 413 auf S. 413 veranschaulicht. Ein anderes Bild ergibt sich, wenn die Stöße gegeneinander versetzt und infolgedessen querlaufende Rutschen erforderlich werden, die die Verbindung zwischen den einzelnen Stößen herstellen. Abb. 426 veranschaulicht eine solche Großförderanlage für schwebenden Verhieb, deren Anordnung man als Gruppen-Parallelschaltung bezeichnen kann. Rechts und links arbeiten je 3 Rutschen  $r_1$ — $r_3$ . Von diesen dienen die Rutschen  $r_1$  in der Hauptsache für die Kohlenförderung, da die beiden mittleren Stöße von je 100 m Breite ihren Bergebedarf größtenteils aus den Blindörtern  $b$  decken. Die Rutschen  $r_2$  vermitteln sowohl die Kohlenförderung aus den beiden Randstößen, indem sie die Kohlen an die Rutschen  $r_1$  weitergeben,

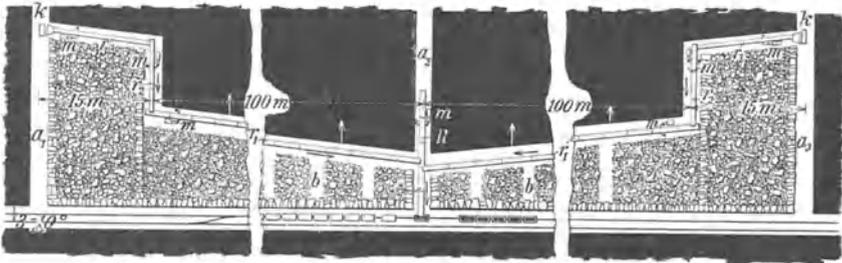


Abb. 426. Zusammenarbeiten von Rutschen nach einer Ausführung der Maschinenfabrik H. Flo ttmann & Co.

als auch die Bergezufuhr zu den Randstößen und den äußeren Teilen der Mittelstöße; die Berge werden in den beiden seitlichen Überhauen  $a_1 a_3$  durch Brems- oder Haspelförderung den Kippern  $k$  zugeführt. Beide Gruppen von Rutschen arbeiten in Parallelschaltung auf die mittlere Sammelrutsche  $R$  im Überhauen  $a_2$ , die dem Vorrücken des Abbaues entsprechend nach oben hin verlängert wird.

Man hat früher in solchen Fällen verschiedentlich die einzelnen, hintereinandergeschalteten Rutschen unter sich durch Winkelhebel gekuppelt, um sie mit einem Motor betreiben zu können<sup>1)</sup>. Bei größeren Rutschenlängen empfiehlt sich aber dieses Verfahren nicht, da der Winkelhebelantrieb dann zu stark beansprucht wird und außerdem ein Versagen des einzigen Motors die ganze Anlage stillsetzt. Man bevorzugt daher jetzt den Einzelantrieb gemäß der Abbildung, wo jede Rutsche ihren eigenen Motor  $m$  hat.

### c) Die Förderung mit Bändern<sup>2)</sup>.

26. — Überblick. Während die Rutschenförderung eine ausgesprochene Abbauförderung ist und für die Förderung in Strecken nur unter besonderen

<sup>1)</sup> Vgl. z. B. Glückauf 1931, Nr. 30, S. 994 u. f.; F. Lucas: Bemerkenswerte Einrichtungen bei der Schüttelrutschenförderung im amerikanischen Steinkohlenbergbau.

<sup>2)</sup> Näheres s. in dem auf S. 329 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Werk von G. v. Hanffstengel, 1. Bd., S. 76 u. f.; — ferner Bergbau 1928, Nr. 18, S. 209 u. f.; K. Wild: Die Anwendungsmöglichkeiten für die Transportbandförderung unter Tage im rheinisch-westfälischen Steinkohlenbergbau; — ferner Glückauf 1928, Nr. 5, S. 152 u. f.; Dr. Ostertag: Streckenförderung mit Förderbändern auf der Schachanlage Rheinpreußen 4; — ferner ebenda 1929, Nr. 5, S. 165 u. f.; Bergmann: Bandförderung in einem Braunkohlentiefbau.

Umständen Verwendung findet, bilden für die Bandförderung umgekehrt die Strecken das Hauptarbeitsgebiet, wogegen ihre Verwendung im Abbau zurücktritt. Da aber die Abbauförderung mit Bändern immerhin bereits einen gewissen Umfang angenommen hat und daher ihre Besprechung an dieser Stelle sich nicht umgehen läßt, so soll die Bandförderung hier gleich in vollem Umfange besprochen und im Abschnitt „Streckenförderung“ nur noch auf einige Besonderheiten hingewiesen werden.

Die Bandförderung kann mit Gurtbändern einerseits und Gliederbändern andererseits betrieben werden.

**27. — Gurtbänder** werden für unterirdische Förderungen aus Baumwollgewebe hergestellt, das mit Balata (einem aus dem Milchsaft tropischer Bäume gewonnenen, der Gutta-percha ähnlichen Stoffe) oder Kautschuk überzogen wird; je nach dem Verwendungszweck werden 2—7 solcher Lagen zu einem Ganzen verklebt. (Die als „Sandviken“-Bänder bekannten schwedischen Stahlbänder sind für den Betrieb unter Tage nicht geeignet.) Die einzelnen Stücke werden miteinander entweder durch eine Gelenkverbindung nach Abb. 427a, bestehend aus angenieteten Kupferplatten mit Ösen und einem durch diese hindurchgesteckten Bolzen, verbunden oder nach Abb. 427b durch eine Anzahl von Drähten, die mit Hakenenden in die Stoffmasse greifen und von beiden Seiten über einen Streifen Rohhaut oder einen Stahlbolzen fassen.

Die Bänder können als Flach- oder Trog- (Mulden-) Bänder arbeiten, indem man sie über entsprechend gebaute Rollenböcke führt. Flachbänder sind einfacher in der Anlage und Unterhaltung und gestatten auch ein einfaches Abstreichen des Fördergutes durch eine schräge Eisenblechleiste. Die Abbauförderung bedient sich daher ausschließlich dieser Bänder. Trogbänder erfordern für seitlichen Gutaustrag das Einschalten eines besonderen Abwurfagens mit Queraustrag in das Band, werden daher unter Tage im allgemeinen nur für Endaustrag eingerichtet. Sie zeichnen sich im übrigen durch bedeutend größere Leistungsfähigkeit gegenüber den Flachbändern aus, da ihr Füllquerschnitt das Doppelte bis Dreifache desjenigen der Flachbänder beträgt, sind daher für die Streckenförderung wichtig.

An Rollenböcken kommen für den unterirdischen Betrieb nur bewegliche Böcke in Betracht. Einen Rollenbock für ein Flachband zeigt Abb. 428, einen solchen für ein Trogband Abb. 429. In Abb. 428 ist die Rolle  $r_1$  für den Untergurt gegen die Rolle  $r_2$  für den Obergurt in der Förderrichtung versetzt, da der Bock ohnehin der Standsicherheit halber eine gewisse Breite

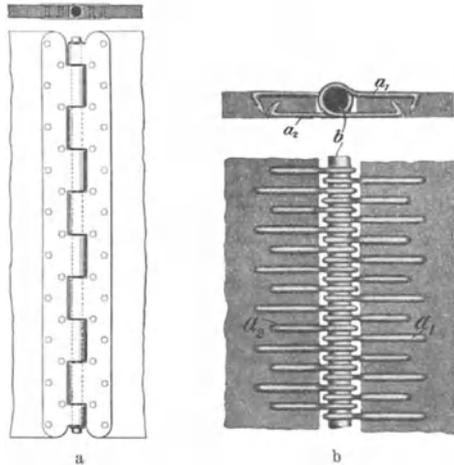


Abb. 427a und b. Verbindungen für Gurtbänder.

erhalten muß. Der Bock besteht aus zwei gebogenen Flacheisen, die in halber Höhe durch ein Flacheisen versteift und unter sich durch Querwinkel-eisen verbunden sind. Die Rollen drehen sich auf Kugellagern um die festliegenden Achsen, die ihrerseits nur in Schlitzeln in ihren Lagern liegen, also leicht herausgenommen werden können. Der Rollenbock nach Abb. 429 zeigt 3 Einzelrollen  $a_1$ — $a_3$ , die auf hohlen Achsen  $b$  laufen und durch diese, die unter sich zu einer geschlossenen Fettbüchse vereinigt und mit Schmier-öffnungen versehen sind, geschmiert werden, wo-

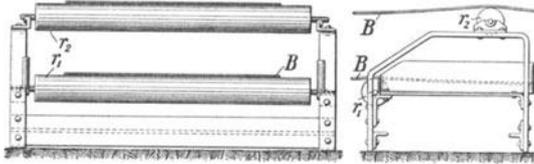


Abb. 428. Rollenbock der Demag für Flachbänder.

gegen der Untergurt über flache Rollen  $f$  geführt wird, die in den übergreifenden Innenschenkeln der Stehbleche  $g_1$   $g_2$  hängen. Der Abstand der Rollenböcke richtet sich nach der Belastung der Bänder und ist, da Trogbänder stärker als Flachbänder belastet sind, für jene kleiner als für diese zu bemessen. Man rechnet etwa mit Abständen von 1,75—2,25 m bei Flachbändern und von 1,25—2,0 m bei Trogbändern. Die Rollenböcke können unter sich durch Winkeleisen verbunden werden. Dadurch wird eine Versteifung und somit eine größere Widerstands-

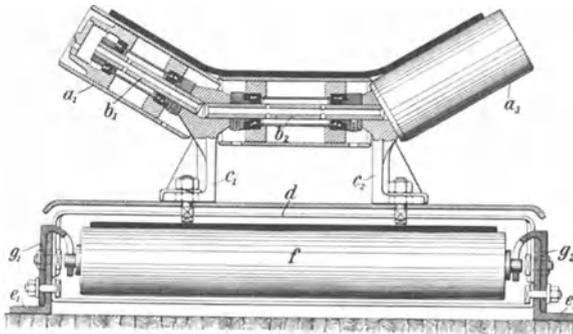


Abb. 429. Rollenbock der Demag für Trogbänder mit abgedecktem Untergurt.

fähigkeit der ganzen Anlage erzielt und der richtige Abstand der Böcke gesichert; außerdem können die aufrechten Schenkel der Winkeleisen in die Höhe des Obergurts gelegt werden und dort als Schutz gegen herabfallendes Fördergut dienen, was namentlich den Lade-

stellen gegenüber wichtig ist. Der Nach-

teil der geringeren Förderleistung beim Flachband wird dadurch teilweise ausgeglichen.

**28. — Antrieb<sup>1)</sup>.** Für den Antrieb werden Druckluftmotoren mit Pfeil- oder Stirnrädern oder Elektromotoren verwandt. Wegen der im Vergleich zur Seilförderung wesentlich größeren Auflagefläche des Bandes auf den Antriebsrollen genügen kleinere Umschlingungswinkel. Für Strebbänder kommt man daher vielfach mit einem Einrollenantrieb aus, der für Leistungen bis etwa 10—12 PS ausreicht, während für stärkere Beanspruchungen Doppelrollenantriebe erforderlich werden. Abb. 430 zeigt einen solchen Antrieb nach einer Ausführung von Frölich & Klüpfel. Der Motor  $M$  dreht mittels einer

<sup>1)</sup> Vgl. auch Elektrizität im Bergbau 1931, 6. Heft, S. 104 u. f.; Just: Die Entwicklung der Vorgelegemotoren für Förderbandanlagen unter Tage.

elastischen Kuppelung  $a$  die beiden Schnecken  $b_1 b_2$ , die durch Vermittlung der Schneckenräder  $c_1 c_2$  und der Stirnradgetriebe  $d_1 d_2$  und  $d_3 d_4$  die Bandrollen  $e_1 e_2$  bewegen. Das Band wird also von der Rolle  $e_1$ , die zugleich Umkehrrolle ist, mit einem Umschlingungswinkel von etwa  $240^\circ$ , von der Rolle  $e_2$  nur mit einem solchen von etwa  $120^\circ$  mitgenommen. Die infolgedessen verschieden starke Beanspruchung der beiden Schnecken wird dadurch ausgeglichen, daß die beiden Stirnräder  $d_2$  und  $d_4$  durch die kleinen Stirnräder  $f_1 f_2$  miteinander verbunden sind, so daß  $d_4$  an  $d_2$  noch Kraft abgeben kann. Schneckenantriebe genügen für Belastungen

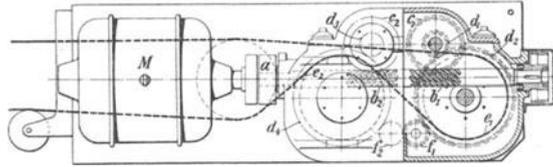


Abb. 430. Doppelrollenantrieb für die in Abb. 431 dargestellte Strebbandanlage.

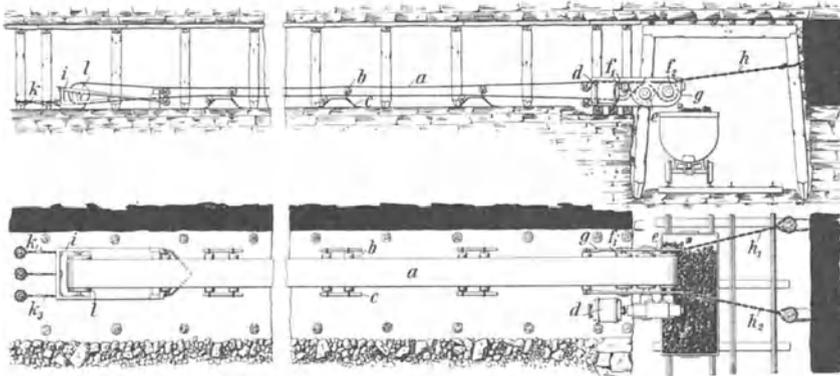


Abb. 431. Strebbandanlage von Frölich & Klüpfel.

bis etwa 16—20 PS. Darüber hinaus werden Stirnradgetriebe bevorzugt.

Der Antrieb kann wie nach Abb. 431 an einem Ende des Bandes angeordnet werden. Die Demag baut außerdem Mittelantriebe gemäß Abb. 432. Ein

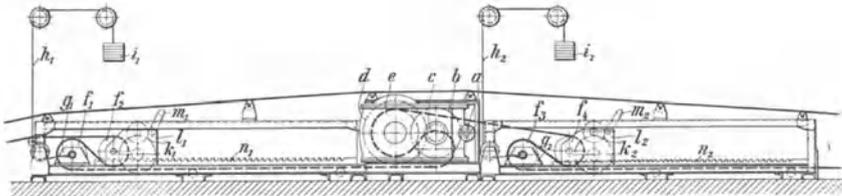


Abb. 432. Mittelantrieb eines Förderbandes.

solcher Antrieb wird in den Untergurt gelegt. Die vom Motor angetriebene Welle  $a$  überträgt ihre Drehung durch das doppelte Stirnradgetriebe  $bcd$  auf die Antriebsrolle  $e$ . Das Band wird aus der Strecke über die Umkehrrollen  $f_3 f_4$  geführt und geht dann durch den Antrieb über die Umkehrrollen  $f_1 f_2$  weiter. Die Rollen  $f_1 f_3$  sind auf Schlittenböcken  $g_1 g_2$  verlagert, die durch die Seile  $h_1 h_2$

mit Hilfe der Belastungsgewichte  $i_1$   $i_2$  nach links gezogen werden und Zusatzwiderstände durch Stöße und Klemmungen aufzunehmen gestatten. Die Rollen  $f_2$  und  $f_4$  sind zusammen mit dem Windwerk  $k_1$   $k_2$  in Böcke  $l_1$   $l_2$  eingebaut; diese können durch Kurbeln oder Knarren  $m_1$   $m_2$  auf den Zahnstangen  $n_1$   $n_2$  verschoben werden, wodurch das Band straff- und im späteren Betriebe nachgespannt werden kann. Der Mittelantrieb bietet zunächst den Vorteil, daß er mit umsteuerbarem Motor eine Umkehr der Bewegungsrichtung gestattet, und ermöglicht außerdem bei Bändern, die Berge ins

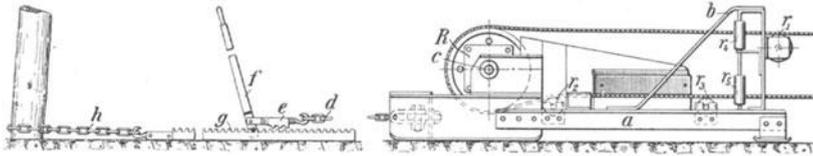


Abb. 433. Verlängerung der Endrolle mit Spannvorrichtung.

Feld bringen sollen, die einfachste Art der Verlängerung des Bandes, da bei dieser nur die Endrolle, nicht aber der ganze Antrieb aus- und wieder eingebaut werden muß.

Da der Antrieb und die Umkehrrollen den ganzen Zug des Bandes aufzunehmen haben, so müssen sie entsprechend festgelegt und festgehalten

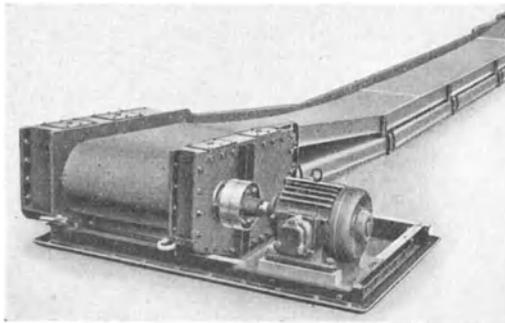


Abb. 434. Rutsche mit abgedecktem Untergurt  
(Ausführung Gebr. Eickhoff).

werden. Abb. 431 zeigt, wie der Antrieb und die Umkehrrolle durch Zugketten  $h_1$  und  $h_2$  bzw.  $k_1$ — $k_3$  an Strebstempeln verankert sind. In die Ketten für die Umkehrrolle sind Spannschlösser zum Nachspannen des Bandes eingeschaltet, die aus Schraubenspindeln mit Rechts- und Linksgewinde bestehen. Abb. 433 zeigt eine von der Demag ausgeführte Rahmenbauart für eine Umkehrrolle. Der Rahmen  $a$  trägt den Rollenbock  $b$ , dessen senkrechte Rollen  $r_4$   $r_5$  ein Seitwärtswandern des Bandes verhüten, und die Umkehrrolle  $c$ ; er wird mittels der Kette  $d$  von dem Hakenstück  $e$  durch Bewegung des Ratschenhebels  $f$ , dessen unterer Bolzen ebenso wie die Zahnleiste von  $e$  in die Zahnstange  $g$  eingreift, nach Bedarf nach hinten gezogen und durch die um einen Stempel geschlagene Kette  $h$  gehalten.

Nach Abb. 432 bildet der Mittelantrieb nebst den beiden Umkehrschleifen einen starren Bock, der an beiden Enden gegen die Stöße oder gegen die Sohle verspreizt werden kann.

Neuerdings hat sich das Bedürfnis nach einem besonderen Schutz des Untergurtes gegen Stücke, die vom Obergurt herabfallen, geltend gemacht,

da solche Stücke zwischen die beiden Bandtrümme geraten und großen Schaden anrichten können. Die beste, allerdings auch teuerste Abhilfe stellt eine vollständige Abdeckung des Untergurts dar, wie sie von Gebr. Eickhoff, der Demag u. a. geliefert wird. Abb. 434 gibt ein Gesamtbild einer solchen Abdeckung. Sie besteht aus einzelnen Blechtrögen, die umgekehrt über den Untergurt gelegt werden und sich gegenseitig überdecken. Nach der in Abb. 435 dargestellten Ausführung der Demag erhalten die einzelnen Trogstücke  $a_1 a_2$  am einen Ende eine Kerbe  $b$  mit Nase  $c$ , mit der sie sich in den Bügel  $d$  des Rollenbocks  $e$  (eines beiderseits hochgebogenen Flacheisens) hineinlegen, sowie ein herübergelegtes Band  $f$ , am anderen Ende eine Abschrägung nebst einem angenieteten Flügelblech  $g$ , das gleichzeitig auch mit dem für die Lagerung der oberen Rolle dienenden und zu diesem

Zwecke beiderseits umgebogenen Flacheisens  $h$  durch einen Bolzen  $i$  verbunden wird. Zwischen die seitlichen Aufbiegungen des Flacheisens  $h$  legen sich die beiden an der Stoßstelle nach unten abgeschrägten Seitenbleche  $k$ , die als Seitenführung des Bandes und als Schutz gegen das Herabfallen von Stücken dienen und mit den Flügelblechen  $l_1 l_2$  über die Seitenwangen des Flacheisens herübergreifen, während auf der gegenüberliegenden Seite die Verbindung durch niedriger liegende Winkeleisen  $m$  vermittelt wird. Die Abbildung veranschaulicht gleichzeitig die zeitliche Aufeinanderfolge der einzelnen Arbeiten beim Aufbau des Bandes.

Die auf diese Weise zusammengefügteten Tröge bilden einen regelrechten „Tunnel“, in dem der Untergurt läuft und der gleichzeitig eine kräftige Versteifung in der Zug- und Förderrichtung darstellt. Man kommt infolgedessen mit einer verhältnismäßig leichten Spannung des Bandes aus und erzielt außerdem den Vorteil, daß die ganze Bandanlage, da das zeitraubende Ausrichten und Verbinden der einzelnen Rollenböcke fortfällt, rasch umgebaut werden kann; daher eignen sich solche Bänder besonders als Strebänder.

29. — Glieder- oder Plattenbänder, wie sie bereits seit langer Zeit für die Lesebänder über Tage benutzt worden sind, werden aus einzelnen Platten zusammengesetzt und bedürfen, da das Band selbst nicht durch die Antriebsrolle laufen kann, besonderer Treibketten, die zu beiden Seiten des Bandes laufen und untereinander sowie mit den Bandgliedern durch Querstege verbunden sind. Die Abbildungen 436 und 437 zeigen ein solches

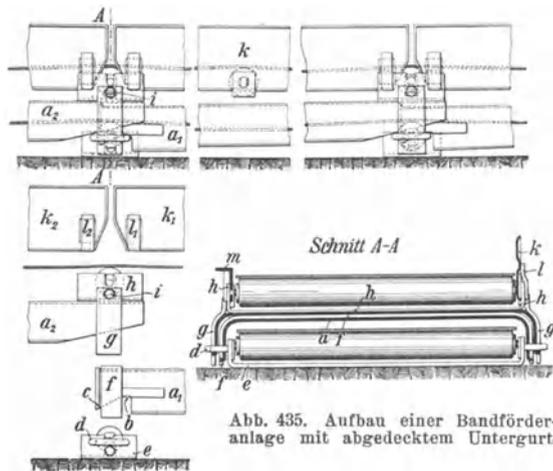


Abb. 435. Aufbau einer Bandförderanlage mit abgedecktem Untergurt.

Stahlplattenband von Hausherr, Hinselmann & Co., dessen einzelne Glieder beiderseits 60—100 mm hoch umgebördelt sind und so in ihrer Gesamtheit einen flachen Trog bilden, außerdem sich nach Abb. 437 ( $P_1 P_2$ ) gegenseitig schuppenartig überdecken und dadurch das Durchfallen von Fördergut verhindern. Die Laschenkettten  $K$  mit den an ihnen befestigten

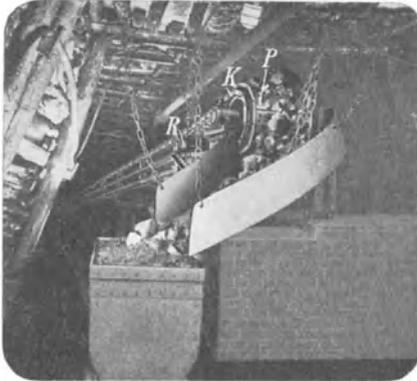


Abb. 436. Stahlgliederband mit Austrag über dem Antrieb.

nach beiden Seiten. Doch läßt sich dieser Vorteil, da die Schuppenüberdeckung der einzelnen Platten nicht umgekehrt werden kann, nur bei gutartigem Fördergut und vorsichtiger Handhabung ausnutzen; im allgemeinen

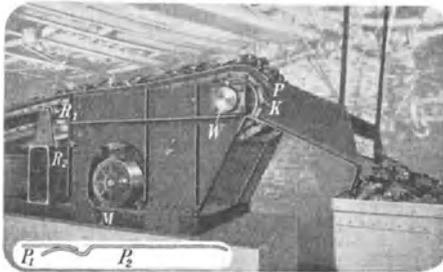


Abb. 437. Antrieb eines Stahlgliederbandes.

Andererseits sind sie aber in der Anlage billiger und einfacher und haben keine Einzelteile, die dem Verschleiß ausgesetzt sind, lassen sich leichter überwachen und schadhafte Stellen rascher erkennen. Sie sind ferner gegen die Aufgabe größerer Stücke, denen der Gurt elastisch ausweicht, während sie beim Plattenband Verbiegungen herbeiführen können, weniger empfindlich, leiden auch weniger unter Bewegungen der Sohle und haben einen geringeren Kraftbedarf als Plattenbänder. Sie werden daher im allgemeinen bevorzugt, und die Verwendung von Plattenbändern beschränkt sich auf die Förderung von hartem und scharfkantigem Fördergut (im Steinkohlenbergbau also insbesondere von stückigen Versatzbergen), auf Sammelbänder

Blechtafeln  $P$  werden von Rollen  $R$  getragen. Der Motor  $M$  (Abb. 437) ist angeflanscht; er wird nach Wunsch für den gleichen Anschluß als Elektro- oder Pfeilradmotor geliefert und überträgt seine Drehung durch ein doppeltes Tacke-Pfeilradgetriebe auf die Treibwelle  $W$  mit einer Übersetzung von insgesamt 1:10. Die Umkehrrolle am anderen Ende ist mit einer Doppelspannvorrichtung, aus Schraubenspindeln bestehend, ausgerüstet.

Die Plattenbänder gestatten infolge ihrer steiferen Bauart eine Umsteuerung, also die Förderung nach beiden Seiten. Doch läßt sich dieser Vorteil, da die Schuppenüberdeckung der einzelnen Platten nicht umgekehrt werden kann, nur bei gutartigem Fördergut und vorsichtiger Handhabung ausnutzen; im allgemeinen zieht man die Förderung in einer Richtung vor. Bei stärkerem Ansteigen der Bandebene können Pendelklappen eingebaut werden, die das Fördergut zurückhalten.

**30. — Vergleich der verschiedenen Bandarten.** Die Gurtbänder sind gegenüber den Plattenbändern weniger widerstandsfähig gegen raue Behandlung, namentlich gegen Beanspruchungen der Kanten.

mit großen Förderleistungen und auf Förderanlagen mit stärkeren Neigungswinkeln.

31. — Beispiele für das Einschalten der Bänder in den Abbaubetrieb. Die Bandförderer finden im Abbau sowohl für die Kohlen- als auch für die Bergförderung Verwendung. Abb. 438 zeigt eine von der Maschinenfabrik Frölich & Klüpfel in Barmen gelieferte Bandförderanlage für einen Abbaubetrieb mit zwei hohen Stößen übereinander, wo die ganzen Förderaufgaben durch Bänder bestritten werden; die für die Kohlenförderung dienenden Bänder sind mit  $K$ , die Bergbänder mit  $B$  bezeichnet. Augenblicklich werden im oberen Stoße Kohlen gewonnen und durch das Strebband  $K$  dem auf der Mittelstrecke laufenden Bande  $K$  und damit dem Stapel  $A_2$  zugeführt, wogegen im unteren Streb Berge versetzt werden, die durch das Streckenband  $B$  vom Stapel  $A_3$  aus zugeführt und durch das Strebband  $B$  hochgefördert werden. Das oberste Streckenband  $B$ , das vom Stapel  $A_1$  gespeist wird, dient zur Bergförderung und steht z. Z. still. In der Wechschicht führt das obere Strebband Berge von oben her zu, das untere Kohlen nach oben hin ab. Auf diese Weise wird erreicht, daß sämtliche Bänder immer in gleicher Richtung laufen können und für die Bergzufuhr zwei Stapel zur Verfügung stehen, wogegen der Kohlenstapel in zwei Schichten für die Förderung ausgenutzt werden kann. Nachteilig ist allerdings, daß die Bergförderungen auf der Sohlen- und der obersten Teilstrecke jeweils nur in einer Schicht arbeiten, ihre Ausnutzung also zu wünschen übrig läßt.

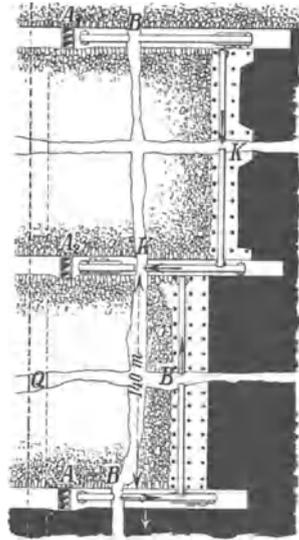


Abb. 438. Bandförderanlage für Kohlen- und Bergförderung.

Abb. 439 veranschaulicht eine Zusammenarbeit von Band- und Rutschenförderungen in einem Unterwerksbau; die Förderbänder sind gleichfalls von Frölich & Klüpfel geliefert worden. Die beiden Strebstöße werden durch Schüttelrutschen  $R_1$   $R_2$  bedient, die ihre Kohlen nach unten fördern und ihre Berge von oben her erhalten. Je nach der Stärke der Kohlenförderung können beide Rutschen gleichzeitig oder abwechselnd auf Kohlen- und Bergförderung eingestellt werden; im ersten Falle wird das Mittelband  $B_3$  nur in einer Schicht, dafür aber stark ausgenutzt, während im zweiten Falle ein kleineres Band genügt, das dann aber zwei Schichten hindurch arbeiten muß. Im allgemeinen wird, soweit die zweckmäßige Ausnutzung der Bandförderung in Frage kommt, der abwechselnde Betrieb vorzuziehen sein, da man dann mit einem billigeren Bande von geringerer Leistungsfähigkeit auskommt, das entsprechend besser ausgenutzt wird, während andererseits ein vermehrter Lohnaufwand für zwei Schichten kaum in Betracht kommt. — Beide Abbildungen zeigen die besondere Eignung der Bandförderung für die Aufwärtsförderung; außerdem läßt Abb. 439 (s. das Profil  $A-A$ ) den

Vorteil erkennen, den das Band wegen der einfachen Überwindung von Wellen im Einfallen und für die Beladung der Wagen bietet.

Ein anderes Beispiel für das Zusammenarbeiten von Band- und Rutschenförderung liefert der in Abb. 440 dargestellte „Tannenbaum-Abbau“, ein Abbau

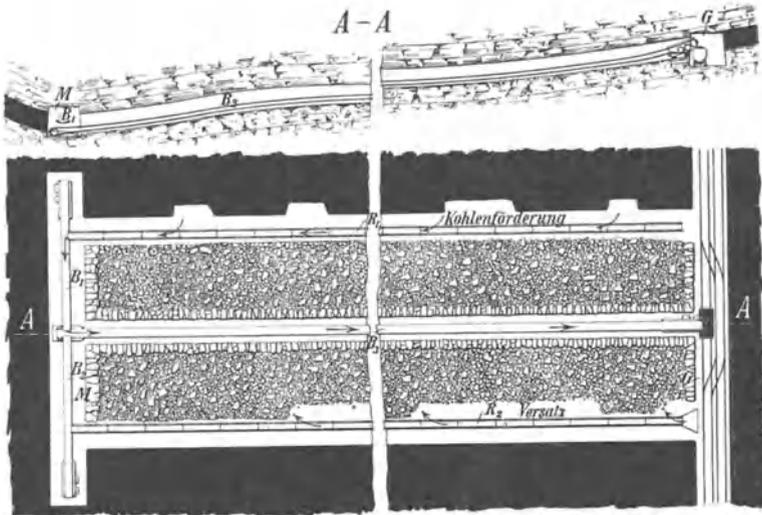


Abb. 439. Unterwerksbau mit Band- und Rutschenförderungen.

mit Selbstversatz, der abfallend geführt wird; die Kohlenförderung wird hier durch die Rutschen *R* vermittelt, die auf das Sammelförderband *B* austragen.

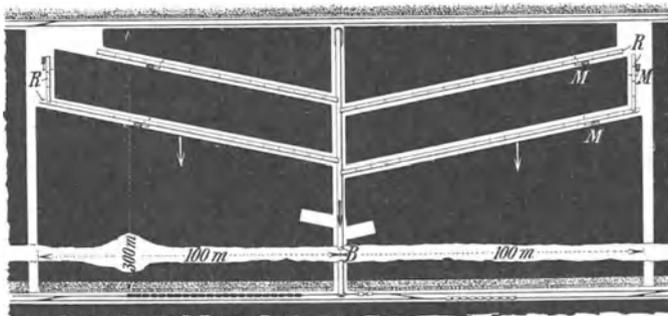


Abb. 440. Tannenbaum-Abbau mit Rutschen- und Bandförderung.

Der günstigste Fall für die Strebbänder liegt dann vor, wenn der Stoß schwebend vorrückt und der Versatz durch Spülen oder Blasen (s. Ziff. 48) eingebracht wird. Die Bänder liegen dann im Streichen und sind den Rutschen, die in dieser Lage große Antriebskräfte erfordern, erheblich überlegen; andererseits wird ihnen die Zuführung der Versatzberge abgenommen, für die sie weniger geeignet sind.

**32. — Leistungen und Kosten.** Die Leistungsfähigkeit einer Bandförderung hängt von der Bandbreite und der Geschwindigkeit und ferner davon ab, ob es sich um ein Flachband, ein Trogband oder ein Kastenband (Plattenband mit Seitenwangen) handelt. Für das Trogband kann man etwa die doppelte Leistung wie für das Flachband annehmen; für das Kastenband errechnet sich die Leistung aus dem durch Breite und Höhe sich ergebenden rechteckigen Querschnitt. Die hiernach ermittelten Stunden- und Förderleistungen sind nachstehend für Steinkohle als Fördergut zusammengestellt, wo das Flachband mit *F*, das Trogband mit *T* und das Kastenband mit *K* bezeichnet ist:

Bandbreite m	Förderleistung in t/h für eine Geschwindigkeit von								
	0,75 m/s			1,0 m/s			1,2 m/s		
	<i>F</i>	<i>T</i>	<i>K</i> <sup>1)</sup>	<i>F</i>	<i>T</i>	<i>K</i> <sup>1)</sup>	<i>F</i>	<i>T</i>	<i>K</i> <sup>1)</sup>
0,50	29	58	65	38	76	87	46	92	104
0,70	61	122	91	81	162	122	98	196	146
0,90	103	206	117	137	274	156	165	330	187

<sup>1)</sup> Höhe 0,06 m.

Die Leistung der Gurtbänder wächst mit zunehmender Breite wesentlich schneller als die der Kastenbänder, da ihre Beeinträchtigung durch die beiderseits des Fördergutes verbleibenden Leerstreifen sich mit zunehmender Breite wesentlich geringer auswirkt.

Die Kosten der Bandförderung sind zunächst danach zu beurteilen, ob das Band sählig, aufwärts oder abwärts fördert. Hier soll nur eine Berechnung für sählige Förderung gegeben werden, und zwar für ein Flachband von 0,70 m Breite und 100 m Länge.

Die Anlagekosten betragen für Druckluftbetrieb:

Band, 40 <i>ℳ</i> je m einfache Länge, 200 · 40 . . . . .	= 8000 <i>ℳ</i>
Rollenböcke (2 m Abstand) je 80 <i>ℳ</i> , 50 · 80 . . . . .	= 4000 „
Motor (Pfeilradmotor von 15 PS) <sup>1)</sup> . . . . .	1600 „
Antriebsstelle und Spannvorrichtung . . . . .	2200 „
Umlenkstelle . . . . .	600 „
	insgesamt 16400 <i>ℳ</i>

<sup>1)</sup> Der verhältnismäßig hoch erscheinende Kraftbedarf ist nach Betriebserfahrungen eingesetzt, da der Wirkungsgrad des Motors sowohl wie die Reibung der Bandrollen sich im Betriebe erheblich verschlechtern.

Die Betriebskosten können bei täglich 6 Stunden reiner Förderzeit wie folgt veranschlagt werden:

Kapitaldienst (Tilgung und Verzinsung):	
Band 60% von 8000 <i>ℳ</i> . . . . .	= 4800 <i>ℳ</i>
Rollenböcke, Antrieb- und Umkehrstelle 30% von 6800 <i>ℳ</i> . . . . .	= 2040 „
Motor 30% von 1600 <i>ℳ</i> . . . . .	= 480 „
Instandhaltung: 10% von 16000 <i>ℳ</i> . . . . .	= 1600 „
Luftverbrauch 60 m <sup>3</sup> /PS <sup>1)</sup> : 12 · 60 · 6 · 300 · 0,0035 . . . . .	= 4540 „
	insgesamt 13460 <i>ℳ</i>

<sup>1)</sup> Kraftbedarf im Dauerbetrieb 12 PS.

Wird die Anlage während der angenommenen Betriebszeit voll ausgenutzt, so liefert sie bei 1,0 m/s Bandgeschwindigkeit jährlich 6 · 80 · 300 = 144 000 t, woraus sich die Kosten mit 9,4 *ℳ*/t (94 *ℳ*/tkm) errechnen.

Bei einem Vergleich dieser Zahl mit der für die Rutschenförderung errechneten (Ziff. 23) ist zu berücksichtigen, daß diese bei söhlicher Förderung, wie sie hier zugrunde gelegt ist, wesentlich teurer als bei einfallender Förderung arbeitet.

Bei ansteigender Förderung werden die Preßluftkosten höher, steigen aber nicht im Verhältnis des Fallwinkels. Man kann den Mehrbedarf an Kraft für die hier zugrunde gelegte Anlage bei  $10^\circ$  Ansteigen mit etwa 8 PS rechnen.

Für größere Förderlängen ist mit einem Zuwachs an Kraftbedarf von etwa 15 PS (12 PS im Dauerbetrieb) für je 100 m Bandstrecke zu rechnen.

Bei elektrischem Antriebe ergeben sich höhere Beschaffungskosten, deren Bedeutung aber durch längere Lebensdauer des Motors und seines Zubehörs (Anlasser, Schaltkasten usw.) wieder etwas herabgedrückt wird und denen anderseits Ersparnisse im Energieverbrauch gegenüberstehen. Für das hier zugrunde gelegte Beispiel kann mit 2800  $\mathcal{M}$  Mehrkosten, also mit 4400  $\mathcal{M}$  Gesamtkosten für den Antrieb gerechnet werden. Da für den Motor ein Tilgungs- und Verzinsungssatz von 20% genügen wird, so ergibt sich für ihn ein Kapitaldienst von  $4400 \cdot 0,20 = 880 \mathcal{M}$  jährlich, also ein Mehr von  $880 - 480 = 400 \mathcal{M}$ . Anderseits belaufen sich die Kosten für den Kraftverbrauch (9 kW) auf  $9 \cdot 6 \cdot 300 \cdot 0,05 = 810 \mathcal{M}$  jährlich, so daß hier  $4540 - 810 = 3730 \mathcal{M}$  jährlich gespart werden und im ganzen der elektrische Antrieb um  $3730 - 400 = 3330 \mathcal{M}$  billiger arbeitet. Mit zunehmender zeitlicher Ausnutzung der Anlage gestaltet sich das Verhältnis für den elektrischen Antrieb entsprechend günstiger.

Nach Wedding ergeben sich für den Ruhrbezirk mit Einrechnung der Löhne Durchschnittskosten von 33  $\mathcal{M}$ /t bei 293 t/Tag Durchschnittsleistung.

Bezüglich der Ersparnisse, die sich für die Streckenunterhaltung und durch die Möglichkeit eines rascheren Abbaufortschrittes bei Anwendung der Bandförderer ergeben, muß auf die auf S. 358 in Anm. 1) und auf S. 362 in Anm. 2) angeführten Arbeiten verwiesen werden.

Da die Kosten des Bandes selbst bis zur Hälfte der Gesamtkosten ausmachen, so ist die richtige Verlagerung und Behandlung des Bandes für die Kostenfrage von großer Bedeutung. Im allgemeinen empfiehlt sich die Verwendung von Bändern von hochwertiger Beschaffenheit, da Ersparnisse im Anschaffungspreise rasch durch stärkeren Bandverschleiß ausgeglichen werden können. Im obigen Beispiele ist mit einer Lebensdauer des Bandes von annähernd zwei Jahren und einer entsprechenden Fördermenge von rund 290 000 t gerechnet worden. Es liegen aber auch Leistungszahlen von 400 000—500 000 t für unterirdische Bänder vor, während anderseits bei schlechter Beschaffenheit und falscher Behandlung ein Band schon nach Förderung von 60 000—80 000 t verschlissen sein kann. Im übrigen gestattet die Zerlegung des Bandes in einzelne Stücke die selbständige Erneuerung von Teilen, die stärker gelitten haben. Auch lassen sich Löcher und andere Schäden durch Behandlung mit flüssiger Gummimasse ausbessern.

#### d) Bandförderer mit schleppender Wirkung.

**33. — Kratzbandförderung.** Die im nordamerikanischen Bergbau in großem Umfange benutzte Kratzbandförderung hat sich neuerdings auch bei uns eingeführt. Sie unterscheidet sich von der Bandförderung dadurch, daß diese das Fördergut selbst trägt, während die Kratzbandförderung zum

Tragen des Fördergutes eine Rinne benutzt, in der es (Abb. 441) von einer dort laufenden Kette *a* mit Hilfe von quergestellten Kratzblechen *b* mitgenommen wird. Zum Antrieb dient ein Elektro- oder Pfeilradmotor *d*, der durch ein Schneckengetriebe *e* seine Bewegung auf die Antriebswelle *f* überträgt. Die Kette nebst den Kratzern läuft über eine Umkehrrolle und dann unterhalb des Troges zurück, wobei die Kratzer durch Winkeleisenführungen auf beiden Seiten getragen werden. Durch senkrechte Flacheisenverbindungen zwischen Trog und Winkeleisen wird ein Rahmengestell geschaffen, das als Ganzes aufgestellt und umgelegt werden kann. Zwei oder drei solcher Gestelle können in ein-

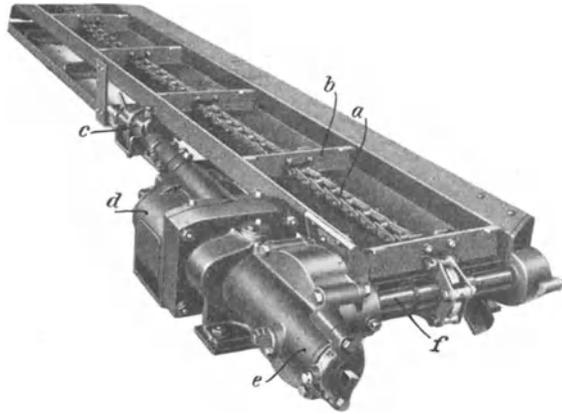


Abb. 441. Kratzbandförderer der Maschinenfabrik Beien in Herne.

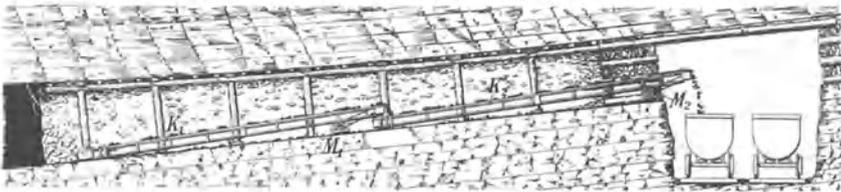


Abb. 442. Kohlenförderung aus dem „Damm“ mittels Kratzförderer der Demag.

facher Weise miteinander gekuppelt werden. Doch werden größere Längen meist durch Hintereinanderschalten von zwei Kratzbändern in der in Abb. 442 ersichtlichen Weise überwunden; die Abbildung läßt erkennen, wie Kratzbänder in einfacher Weise das Mitnehmen eines breiten Bergedammes beim Streckenauffahren ermöglichen. Abb. 443 zeigt das Überbrücken eines Sprunges im Abbau durch ein Kratzband der Demag; allerdings ergeben sich dann Schwierigkeiten für den Fall, daß Berge aufwärts zu fördern sind, wofern es sich um etwas größere Höhenunterschiede handelt.

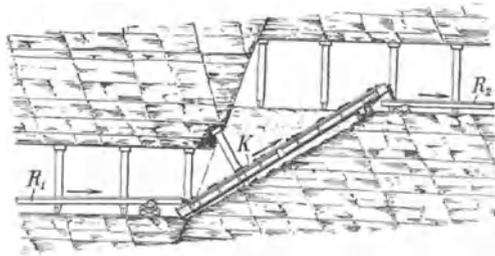


Abb. 443. Überbrücken eines Sprunges durch ein Kratzband.

Die Maschinenfabrik Gebr. Hinselmann liefert Kratzbänder mit umkehrbarer Bewegungsrichtung der Kratzkette; diese wird bei Einstellung der entgegengesetzten Förderrichtung mit Hilfe von Aufgleislaschen über die Rinnenstöße hinweggeführt.

Beim Querbau in mächtigen Lagerstätten können Kratzbänder auch als Zubringeförderungen benutzt werden, die den Abbaustoß quer zur Rutschen- oder Bandförderung bestreichen.

**34. — Abarten der Kratzbandförderung.** Die Maschinenfabrik Hasenclever A.-G. liefert sog. „Netzrutschen“, feststehende Blechtröge mit zwei gewöhnlichen Ketten, die in regelmäßigen Abständen durch Querstäbe gegeneinander abgespreizt und ferner gleichfalls in gleichmäßigen Zwischenräumen durch Querketten verbunden sind und durch diese das Fördergut mitnehmen. Der Untergurt der Ketten läuft frei hängend über einfache Rollen zurück. Es ergibt sich so ein einfaches und kräftiges Fördermittel,

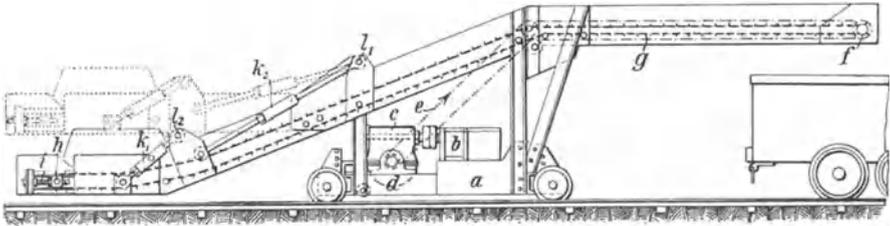


Abb. 444. Ladewagen der Demag.

das gleichzeitig nachgiebig genug ist, um sich den verschiedenen Arten des Förderguts weitgehend anpassen zu können und Klemmungen zu vermeiden.

Ferner gehört hierher der „Seilbandförderer“ der Gewerkschaft Eisenhütte Westfalia in Lünen, bestehend aus einem Doppel-Blechtröge, in dessen oberer Abteilung 6—10 Drahtseile laufen, die in der Längsrichtung durch Seilschlösser zu einem endlosen Bande verbunden sind und in gleichmäßigen Abständen eiserne Querbalken tragen, die den Kratzern der Kratzbänder entsprechen.

Beide Förderverfahren sind erst seit kurzer Zeit auf dem Markte, so daß ein Urteil über ihre Bewährung im Dauerbetriebe nicht abgegeben werden kann.

**35. — Der Ladewagen<sup>1)</sup>** verwendet das Kratzband als Zwischenglied zwischen Gewinnungstelle und Teilstreckenförderung. Er besteht in der durch Abb. 444 veranschaulichten Ausführung aus einem Fahrgestell *a*, auf dem der Pfeilrad- oder Elektromotor *b* steht, der mittels des Schneckengetriebes *c d* die Treibkette *e* bewegt, die über die Umkehrrolle *f* läuft. Diese dient gleichzeitig als die eine Endrolle für das Kratzband *g*, dessen andere Endrolle *h* durch die Spannschraube *i* angezogen werden kann. Die Gelenkstangen *k<sub>1</sub> k<sub>2</sub>*, die sich um die Bolzen *l<sub>1</sub> l<sub>2</sub>* drehen können, er-

<sup>1)</sup> S. Glückauf 1929, Nr. 27, S. 927; Dr.-Ing. A. Haarmann: Versuche mit amerikanischen Lademaschinen und Abbauförderern im deutschen Bergbau.

möglichen in Verbindung mit entsprechenden Knickpunkten im Tragrahmen die Einstellung in verschiedenen Höhenlagen, wie gestrichelt angedeutet ist.

Eine Anwendung für den Rutschenbau zeigt Abb. 445. Das Kratzband  $g$  hebt das von der Rutsche ausgetragene Fördergut auf Wagenhöhe.

Die fliegende Wechselplatte  $w$ , (die auch durch eine Kletterweiche nach Abb. 529 auf S. 434 oder eine Schiebebühne nach Abb. 530 auf S. 535 ersetzt werden kann), gestattet das Einwechseln der leeren Wagen. Das Bild läßt erkennen, daß auf diese Weise der Vorteil erzielt wird, daß ein Vortreiben der Strecke vor dem Abbaustoß, um Raum für den Wagenwechsel zu gewinnen, entbehrlich wird und der maschinenmäßige Schrämbetrieb, da er den Streckenstoß gleich mitbearbeiten kann, vereinfacht wird und das Auffahren der Strecke verbilligt. Im übrigen macht der Ladewagen den Ladevorgang von der Höhenlage der Strecke unabhängig, eignet sich also besonders für Strecken, die im Hangenden nachgerissen sind.

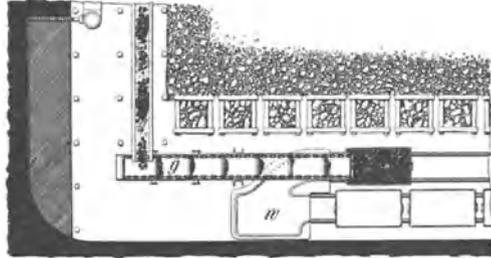


Abb. 445. Verwendung des Ladewagens beim Rutschenbau.

Für das Auffahren von Querschlägen kann der Ladewagen ebenfalls Verwendung finden.

### e) Rückblick auf die Abbauförderung.

**36. — Vergleich der drei Abbauförderarten.** Die Schüttelrutschen beherrschen nach wie vor die Abbauförderung. Sie sind in der Regel genügend leistungsfähig und mit ihrem kräftigen Bau starken Beanspruchungen auch für die Bergförderung gewachsen; auch sind kleinere Fehler, die beim Zusammenbau eines Rutschenstranges gemacht werden, nicht von großer Bedeutung. Infolge ihrer verhältnismäßig geringen Anlagekosten und des mäßigen Verschleißes sind die Kosten nicht sehr hoch. Nachteilig ist besonders der verhältnismäßig hohe Kraftverbrauch, der sich aus der Notwendigkeit erklärt, zugleich mit der Förderung den ganzen Rutschenstrang zu beschleunigen, das Geräusch, das die Verständigung und die Beobachtung des Gebirges erschwert, und das starke Anwachsen des Kraftverbrauchs und Geräusches bei abnehmendem Fallwinkel oder sölhiger oder ansteigender Förderung. Bei sehr hohen Förderansprüchen und ungünstigem Verhalten des Förderguts reicht die Leistungsfähigkeit der Rutschenförderung nicht mehr aus, so daß man bei raschem Abbaufortschritt und größerer Flözmächtigkeit genötigt ist, für die Bergförderung kurze Rutschenstränge, d. h. mehr Antriebsmotoren als für die Kohlenförderung zu verwenden.

Die Bänder stellen die beste Lösung des Fördervorgangs an und für sich dar, da sie infolge ihrer gleichförmigen Bewegung von den fortgesetzten Verzögerungsverlusten bei den Schüttelrutschen frei sind, eine sehr hohe

Leistungsfähigkeit aufweisen und nur wenig Geräusch verursachen. Ihre Hauptmängel sind die sehr hohen Anschaffungskosten und ihre Empfindlichkeit gegen schlechte Behandlung. Diese ist zwar bei den Stahlplattenbändern geringer, doch eignen sich diese wegen ihres großen Gewichts kaum für die Abbauförderung. Die Verletzbarkeit der Gurtbänder erschwert ihre Verwendung für die Bergförderung, namentlich wenn die Berge auf der ganzen Länge des Bandes abgenommen werden sollen. Andererseits treten die Vorzüge der Bandförderung um so mehr in den Vordergrund, je größer die verlangten Förderleistungen werden und je unregelmäßiger die Lagerung oder je flacher das Einfallen wird. Besonders geeignet sind die Bänder für den Unterwerksbau, wo sie infolge ihrer Fähigkeit, unmittelbar im Flöze aufwärts zu fördern, eine besondere Gesteinsausrichtung ersparen und damit den „geknickten Förderweg“<sup>1)</sup> mit seinen Zeitverlusten und Lohnaufwendungen entbehrlich machen.

Alles in allem kommen also die Bandförderungen in erster Linie dann in Betracht, wenn es sich um die Lösung eines Unterwerksbaues oder um wellige Lagerung handelt, oder wenn sehr hohe Förderleistungen verlangt werden und der Versatz mechanisch eingebracht wird.

Die Kratzbänder haben mit den Gurtbändern den gleichförmigen Bewegungsvorgang und die Verwendbarkeit für Aufwärtsförderung gemeinsam, sind aber andererseits erheblich billiger und daher auch bei geringen Fördermengen schon lohnend, außerdem wegen ihres kräftigeren Baues weniger empfindlich. Jedoch kommen sie nicht für die Förderung auf größere Entfernungen in Betracht. Denn da sie das Fördergut nicht tragen, sondern schleppen, so verhalten sie sich zur Bandförderung etwa wie der Schlitten zum Wagen; ihr Kraftbedarf wächst also mit größerer Förderlänge rasch an. Ihr Verwendungsgebiet ist bei uns hauptsächlich die Hilfsförderung auf geringe Längen.

#### f) Abbauförderungen mit Ladevorrichtungen<sup>2)</sup>.

37. — **Erläuterung.** Unter der obigen Bezeichnung sollen Förderer verstanden werden, die sich nicht damit begnügen, das mittels Schaufelarbeit oder aus Bunkern oder aus anderen, angeschlossenen Fördermitteln auf sie aufgegebene Fördergut fortzubewegen, sondern die es selbst in irgendeiner Weise aufgreifen und somit auch die Beladearbeit zu ersparen gestatten. Im nordamerikanischen Steinkohlenbergbau haben sich schwere Lademaschinen, die das Aufladen des Förderguts mit seiner Weiterbeförderung vereinigen, in großem Umfange eingeführt, und es sind hier Maschinen im Gebrauch, die insgesamt bis zu 10 t wiegen. Für unsere Verhältnisse kommen diese Vorrichtungen bis auf weiteres nur für sehr mächtige Lagerstätten in Betracht; für den Kohlenbergbau sind sie im Verhältnis zu ihrer Aus-

<sup>1)</sup> Vgl. Glückauf 1930, Nr. 51, S. 1751; Dr.-Ing. F. Roelen: Die Entwicklung zum Verbundbergwerk im Ruhrkohlenbezirk.

<sup>2)</sup> S. auch den auf S. 334 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von Dr.-Ing. M. Knepper; — ferner Glückauf 1927, Nr. 34, S. 1217 u. f.; Dr.-Ing. A. Haarmann: Die Entwicklung des Maschinenbetriebes im nordamerikanischen Steinkohlentiefbau.

nutzungsmöglichkeit zu teuer und zu schwer beweglich und beanspruchen zu viel Raum. Jedoch sind neuerdings Fördereinrichtungen entwickelt worden, die sich unseren Lagerungsverhältnissen und Betriebsanforderungen anpassen und daher wenigstens in gewissem Umfange auch im deutschen Steinkohlenbergbau Verwendung finden können.

38. — **Der Entenschnabel**<sup>1)</sup>, der von der Maschinenfabrik Gebr. Eickhoff ausgebildet worden ist und seinen Namen von der flachen und

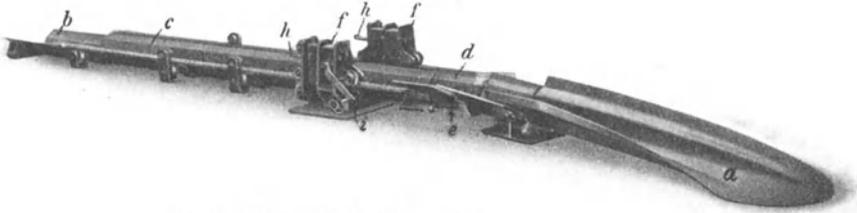


Abb. 446. Entenschnabel, Gesamtbild.

breiten Ausgestaltung seiner Aufladeschaufel hat, ist gemäß Abb. 446 und 447 ein durch eine Sperr- und eine Klemmkuppelung mit dem vorderen Ende des Rutschenstranges verbundenes Rutschenstück mit breiter Schauffelfläche *a*. Er bewegt sich mit einer Vorschubrinne *b* in einer Führungsrinne *c*, die ihrerseits wiederum mit dem Rutschenstrang gekuppelt ist, wobei der Schwenkstoß *d* um einen Zapfen *e* drehbar und dadurch in den Stand gesetzt ist, den Abbaustoß bis zu einem Ablenkungswinkel von  $30^\circ$  nach jeder Seite zu bestreichen. Die in einem Wagenbock *f* untergebrachte Sperrkuppelung besteht in einem Sperrade *g*, dessen Zapfen in entsprechende Löcher der Vorschubrinne *c* eingreifen. Solange das Sperrrad sich frei drehen kann, bleibt der Entenschnabel in seiner Ruhelage und nimmt auch an der Bewegung des Rutschenstranges nicht teil. Wird aber die Sperrklinke *h* nach vorn oder nach hinten eingelegt, so sperrt sie die Bewegung des Sperrades in der einen oder anderen Richtung, so daß die Schaufel mit der Rückzugs- oder der Vorschubbewegung des Rutschenstranges zwangläufig gekuppelt und ruckweise zurückgezogen oder vorgeschoben wird. Zur Aufnahme des Fördergutes durch die Schaufel muß der Hebel *i*, der ein doppeltes Parallelogramm mit den Laschen  $k_1$ — $k_8$  betätigt, umgelegt werden, so daß durch die Druckfläche *l* die Schaufel an die Führungsrinne angeklemt und dadurch mit dem Rutschenstrang fest verbunden ist. Auf diese Weise werden also folgende Bewegungsvorgänge ermöglicht: Vorschieben der

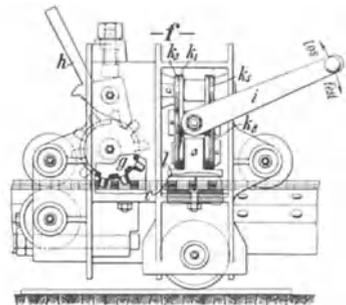


Abb. 447. Kuppelwagen des Entenschnabels.

<sup>1)</sup> S. auch Glückauf 1928, Nr. 46, S. 1537 u. f.; W. Fritsch: Die Verwendung des Eickhoffschen Entenschnabels im oberschlesischen Steinkohlenbergbau.

Schaufel bis zum genügend tiefen Eindringen in das Fördergut, Aufladen des Fördergutes auf die zu einem Bestandteil des Rutschenstranges gemachte Schaufel und Förderung der aufgenommenen Massen nach hinten; Zurückziehen der Schaufel nach erledigter Abförderung, um sie nach entsprechender

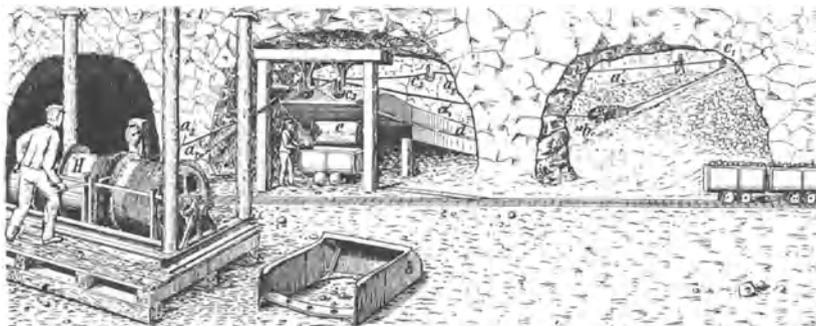


Abb. 448. Schrapper-Förderanlage der Maschinenfabrik Hasenclever A.-G.

Verlängerung des Rutschenstranges wieder von neuem vorstoßen zu können.

Da der Entenschnabel einen senkrecht gegen den Stoß arbeitenden Rutschenstrang voraussetzt, so kommt er für die Abbauförderung im engeren Sinne nur in mächtigen Lagerstätten in Betracht, wo man im Kammer- oder Örtbetrieb mit etwa 5—10 m Stoßbreite vorgehen kann und dann bereits erhebliche Förderleistungen erreicht. Bei uns liegen solche Verhältnisse im Kalisalzbergbau und im oberschlesischen Sattelflözbergbau vor, wogegen im rheinisch-westfälischen Steinkohlenbergbau im allgemeinen das Verwendungsgebiet des Entenschnabels im Auffahren von breiten Strecken und Überhauen bei flacher Lagerung liegen wird.

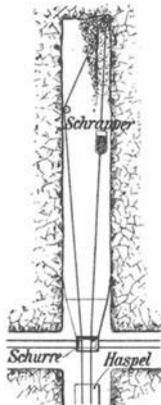


Abb. 449. Grundriß einer Schrapper-Förderanlage für den Salzbergbau.

**39. — Schrapperförderung.** Eine andere Möglichkeit bietet die aus Nordamerika zu uns herübergekommene Schrapperförderung, die bei den Versatzfördereinrichtungen näher besprochen werden soll. Sie hat sich bei uns für die Kohlenförderung noch nicht eingeführt, da sie sich bei streichendem Verhieb nur schwer durchführen läßt, einen größeren freien Raum vor dem Kohlenstoß verlangt und die Kohle wenig schonend behandelt. Jedoch hat sie sich im Salzbergbau, der mit seinen großen Abbaukammern und den daraus abzufördernden erheblichen Salzmengen günstige Betriebsbedingungen bietet, bereits in gewissem Umfange durchgesetzt.

Eine Schrapperanlage für die Förderung aus einer Abbaufirste eines Kalisalzbergwerks zeigt Abb. 448. Der Haspel *H* arbeitet hier mit zwei nebeneinanderliegenden Trommeln, von denen die rechte das Vorderseil  $a_1$ , die linke das Hinterseil  $a_2$  bewegt; er ist mit einem Streckenzeiger ausgerüstet. Der Schrapper *b* (s. auch Abb. 450) wird auf die Schurre *d* heraufgezogen und entleert an deren oberem Ende durch die Öffnung *e* seinen Inhalt in den För-

derwagen. Zur Führung dienen die Rollen  $c_1$ — $c_3$ . Abb. 449 zeigt eine solche Anlage im Grundriß und läßt erkennen, wie durch entsprechendes Versetzen der Seilrollen auch die Ecken der Abbaukammer bestrichen werden können.

Auch die Demag und die Maschinenfabrik E. Wolff in Essen liefern Schrapperanlagen für die verschiedenartigsten Verwendungszwecke.

**40. — Der Schaufellader**, der als „Butler-Schaufel“ aus dem nord-amerikanischen Steinkohlenbergbau übernommen und von der Demag und anderen deutschen Maschinenfabriken weiter durchgebildet worden ist, gehört zu den Löffelbaggern. Sein Hauptverwendungsgebiet liegt im Salz- und Erzbergbau; im Steinkohlenbergbau des Ruhrbezirks hat er sich für das Laden der Berge in Querschlagbetrieben als brauchbar erwiesen, doch ist seine Anwendung bisher vereinzelt geblieben<sup>1)</sup>.

### C. Versatzfördereinrichtungen<sup>2)</sup>.

**41. — Zweck, Bedeutung und Möglichkeiten der mechanischen Versatzförderung.** Gleich nach dem Übergange zum Rutschenbau mit hohen Stößen bei flacher Lagerung wurde erkannt, daß der „engste Querschnitt“ im Einbringen des Versatzes zu suchen und ein genügender Abbaufortschritt nur bei rascher Durchführung der Versatzarbeit zu erreichen sei. Da anderseits die Versatzarbeit beschwerlich ist und ihre ordnungsmäßige Durchführung eine sorgfältige Beaufsichtigung verlangt, und da außerdem mit dem Steigen der Löhne die Frage der Verringerung der Versatzkosten immer brennender, die Verwendung von mechanischen Hilfsmitteln also entsprechend lohnender wurde, so haben in den letzten Jahren diese Hilfsmittel zum Einbringen des Versatzes eine rasch steigende Bedeutung gewonnen.

Für diesen Zweck stehen Einrichtungen zur Verfügung, die den Versatz durch maschinenmäßig bewegte Greifer, Schaufeln, Stoßbleche u. dgl. oder durch einen Wasser- oder Luftstrom einbringen. Der zur letzteren Gruppe gehörende Spülversatz ist, weil er in enger Beziehung zu dem zu wählenden Abbauverfahren steht, bereits im I. Bande dieses Werkes unter „Abbau“ besprochen worden.

#### a) Maschinenmäßige Bewegung der Versatzberge.

**42. — Überblick.** Die Versatzberge können von einer sie unmittelbar erfassenden Maschine durch Stopfen oder Schleudern an ihren Platz gebracht werden. Von den stopfend arbeitenden Vorrichtungen haben die meisten sich den heutigen Anforderungen des Grubenbetriebes nicht gewachsen gezeigt und sind daher wieder ausgeschieden. Nur der Schrapper hat sich nach anfänglichen Schwierigkeiten durchgesetzt. Außer ihm sind verschiedene Schleudervorrichtungen weiter durchgebildet worden.

**43. — Der Schrappversetzer<sup>3)</sup>.** Der Schrapper, der in seiner Anwendung auf die Versatzarbeit als „Schrappversetzer“ bezeichnet wird, stellt

<sup>1)</sup> Näheres s. Glückauf 1929, Nr. 20, S. 679 u. f.; G. Meinberg: Die Bewahrung der Butler-Schaufel im Gesteinbetriebe.

<sup>2)</sup> Wegen einer Gesamtübersicht s. Bergbau 1929, Nr. 34, S. 473 u. f.; K. Meyer und W. Koch: Das maschinelle Bergeversatzverfahren im deutschen Steinkohlenbergbau.

<sup>3)</sup> Näheres s. Glückauf 1930, Nr. 30, S. 993 u. f.; Norkus: Das Schrappversatzverfahren auf der Zeche Minister Achenbach; — ferner Bergbau 1930, Nr. 32, S. 477 u. f.; B. H. Lowens: Der Demag-Hausmann-Schrappversetzer.

eine Weiterentwicklung der alten bergmännischen Kratze dar. Bau und Anwendung zeigen die Abbildungen 450 und 451 nach der Ausführung der Deutschen Maschinenfabrik, Duisburg. Der arbeitende Teil ist ein unten

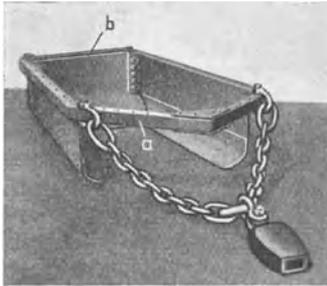


Abb. 450. Schrapper.

und vorn offener Blechkörper (Abb. 450) von 0,5—0,7 m<sup>3</sup> Fassungsvermögen, der, auf dem Liegenden und der bereits her-

gestellten Versatzböschung schleifend, das Versatzgut vor sich herschiebt und es bis unter das Hangende stopft, worauf er wieder zurückgezogen wird, um neue Ladung aufzunehmen. Das Stopfen der Versatzberge wird durch einen besonderen, keilförmigen Stopfbügel *a* am Kopfe des Schrapers erleichtert. Die Gesamtanordnung zeigt Abb. 451. In einer seitwärts von der Grund- oder Teilstrecke hergestellten Nische ist der Haspel *a*

aufgestellt, der zwei hintereinander liegende Trommeln  $b_1$   $b_2$  bewegt, von denen während des Fördervorgangs die eine ( $b_1$ ) das stärkere Vorderseil *c*

aufwickelt, während die andere ( $b_2$ ), lose laufend, das Hinterseil ablaufen läßt. Die Überführung der Seile über die Teilstrecke wird durch die Tragrollen *d* gesichert. Das Vorderseil wird zunächst über die Umlenkrolle *e* geführt, die mit der Zugstange des „Stoßdämpfers“ *f* gekuppelt ist. Dieser nimmt die bei der Aufnahme des Versatzgutes und beim Stopfen eintretenden Stöße auf, indem die Zugstange mittels eines Querstücks eine Schraubenfeder zusammendrückt oder durch Zug an einem Kolben ein Luftpolster in Wirksamkeit setzt. Das

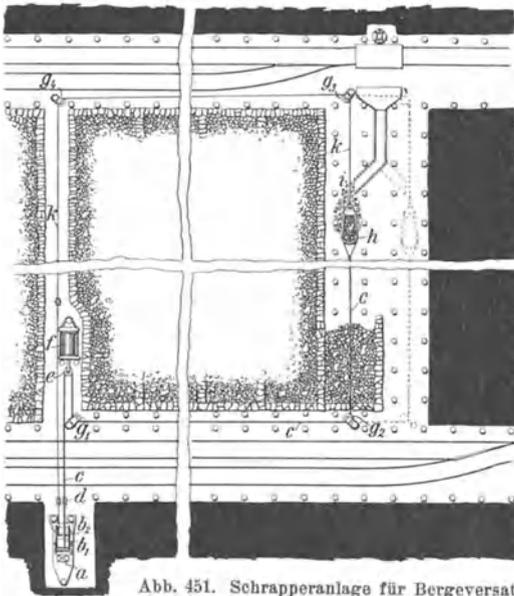


Abb. 451. Schrapperanlage für Bergeversatz.

Seil läuft dann weiter um die Umlenkrollen  $g_1$   $g_2$ , die an Stempeln befestigt sind, durch den bereits hergestellten Versatz zum Schrapper *h*. Der Schrapper greift bei *i* die dort durch eine geknickte Rutsche ausgetragenen Berge auf und schleppt sie in den Versatzraum, wobei das feine Korn unten liegen bleibt, während die größeren Stücke bis auf die Böschung heraufgezogen werden, so daß sie von den Bergeversetzern entnommen und zum Aufbau der Versatzmauer verwandt werden

können. An der Hinterseite des Schrapppers ist an der Querstange  $b$  (Abb. 450) das Hinterseil  $k$  befestigt, das durch die Umlenkrollen  $g_3 g_4$  zur Trommel  $b_2$  zurückgeführt wird. Ist die jeweilige Schrapperfüllung unter das Hangende gestopft, so wird die Kuppelung der Trommel  $b_2$  eingerückt und der Schrapper bis über die Aufnahmestelle  $i$  zurückgezogen, worauf der Fördervorgang sich wiederholt. Um die Förderleistung, die ja von der Länge des Strebstoßes abhängt, möglichst steigern zu können, erhält das Leerseil eine größere Geschwindigkeit (bis zu etwa 2,5—2,8 m/s), wogegen die Fördertrommel, um die Beanspruchung des Seiles in den zulässigen Grenzen zu halten, nur mit etwa 1,6—1,9 m Höchstgeschwindigkeit arbeitet. Mit dem Vorrücken der Versatzböschung nimmt die Schrapperleistung zu.

Außer den bereits genannten Maschinenfabriken bauen Schrapperanlagen auch die Maschinenfabriken Hasenclever A.-G., Düsseldorf, und Schmidt, Kranz & Co., Nordhausen. Doch liegt das Verwendungsgebiet der von diesen gelieferten Schrapper hauptsächlich über Tage und im Abbau mächtiger Lagerstätten (Eisenerz- und Kalisalzbergbau)<sup>1)</sup>.

Die beim Schrapperersatz zu überwindenden Schwierigkeiten bestehen in der richtigen Führung des Schrapppers, die ein Angreifen an den Ausbaustempeln verhüten muß, in der genauen Steuerung des Haspels, welche die Fördertrommel  $b_1$  rechtzeitig stillsetzt, und in der starken Beanspruchung des Vorderseils, das durch den fertigen Versatz hindurch- und um die verschiedenen Umlenkrollen herumgeführt werden muß. Doch hat man diese Schwierigkeiten heute durch Verbesserung und Verstärkung der Haspelbauart, durch richtiges Zusammenarbeiten der Bedienungsmannschaften und durch Benutzen stärkerer Seile und Einschalten des federnden Stoßdämpfers weitgehend überwunden.

**44. — Leistungen und Kosten des Schrapperersatzes.** Da die Schrapperförderung zu den Pendelförderungen (Ziff. 2) gehört, nimmt ihre Leistungsfähigkeit mit wachsendem Förderwege, also mit zunehmender Stoßlänge, ab. Rechnet man mit einer Durchschnittsgeschwindigkeit des Schrapppers von 1,5 m für den Hingang und 2,5 m für den Rückgang und mit einem Aufenthalt von 5 s für die Stopfarbeit, so ergibt sich für ein Spiel des Schrapppers bei einer Durchschnittsförderhöhe von 50 m ein Zeitaufwand von  $33 + 5 + 20 = 58$  s. Daraus berechnet sich bei einem Schrapperinhalt von  $0,6 \text{ m}^3$  die stündliche Leistungsfähigkeit zu  $\frac{3600}{58} \cdot 0,6 \sim 37 \text{ m}^3$ , so daß bei sechsstündiger reiner Arbeitszeit je Schicht rd.  $220 \text{ m}^3$  versetzt werden können. Da in einigen Fällen Leistungen bis zu etwa  $270 \text{ m}^3$  erreicht worden sind, so wird man im großen und ganzen mit einer Schichtleistung von  $200\text{—}250 \text{ m}^3$  in 6 Stunden reiner Förderzeit rechnen können. Im übrigen gibt die nachstehende Zahlentafel noch einige Leistungszahlen für verschiedene Weglängen und Schrapperinhalte.

<sup>1)</sup> Vgl. Internationale Bergwirtschaft und Bergtechnik 1930, Heft 2, S. 17 u. f.; Dr.-Ing. Ohnesorge: Verwendung des Schrapppers im Abraumbetrieb kleiner Gruben; — ferner Zeitschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1931, Nr. 5, S. 125 u. f.; E. Sauerbrey: Fördertechnik unter Tage im deutschen Kalisalzbergbau.

**Förderleistung der Schrapperförderung in m<sup>3</sup>/h.**

Schrapper- inhalt	Stunden-Höchstleistungen bei einem Schrapperweg von				
	20 m	40 m	60 m	80 m	100 m
	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>	m <sup>3</sup>
0,6	77	47	34	26	21
0,8	103	63	45	35	28
1,0	130	78	57	43	35
1,2	154	94	68	52	42

Für die Kosten (im Jahresdurchschnitt) wird man etwa folgende Rechnung aufmachen können:

Tilgung und Verzinsung (30 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> von 10000—15000 $\mathcal{M}$ ) . . . . .	3000— 4500 $\mathcal{M}$
Instandhaltung und Ersatzteile (ohne Seile) . . . . .	1000— 1500 „
Seilverschleiß: 400—800 m Seil, Kosten durchschnittlich 0,9 $\mathcal{M}$ /m, Benutzungsdauer durchschnittlich 25 Tage . . . . .	4300— 8600 „
Herstellung der Haspelkammer, Einbau und Umsetzen der Rollen	3000— 3500 „
Luftverbrauch bei einer durchschnittlichen Beanspruchung des Haspelmotors mit 25—30 PS, 12 Betriebsstunden täglich, 60m <sup>3</sup> /PSh und 0,35 $\mathcal{A}$ /m <sup>3</sup> . . . . .	19000—22500 „
Löhne:	
für den Versatzbetrieb (6 Mann/Schicht): 6 · 12 · 300 · 2 . . . . .	43200 „
für Ausbesserung und Instandhaltung (1 Mann/Schicht): 1 · 12 · 300 · 2 . . . . .	7200 „
Kosten der Zubringerutsche einschl. Luftverbrauch . . . . .	3500— 4500 „
Gesamtkosten	84200—95500 $\mathcal{M}$

Bei einer Schichtleistung von 220 m<sup>3</sup> Versatz = 2 · 300 · 220 = 132000 m<sup>3</sup> jährlich kostet also das Kubikmeter Versatz 0,64—0,72  $\mathcal{M}$ .

**45. — Versatzschleudern. Allgemeines über Wesen und Arbeitsverfahren.** Die Schleudermaschinen benutzen eine in rasche Umdrehung versetzte Scheibe mit kräftigen Rippen oder Schaufeln, die das Fördergut mit einer Anfangsgeschwindigkeit von etwa 10—30 m abschleudern, so daß es die Scheibe unter einem gewissen Winkel zur Längsachse der Maschine verläßt. Die Scheibe kann sählig, schräg oder seiger verlagert sein.

**46. — Die Versatzschleuder von Gebr. Eickhoff** ist eine Weiterbildung der von Bergassessor Dr. Wemmer und Maschineninspektor Leyendecker entwickelten Bauart. Ihr arbeitender Teil ist (Abb. 452) die Schleuderscheibe  $\alpha$ , die mit den Auswerfern  $b$  besetzt und um die Achse  $c$  drehbar ist und durch ein Kegelradgetriebe mit etwa 450 Umdrehungen je Minute gedreht wird. Sie erteilt dem Versatzgut durch ihren flach-schüsselförmig gestalteten und gemäß der Abbildung schräg gestellten Boden gleichzeitig eine gewisse Aufwärtsbewegung, um es so auch bei größerer Flözmächtigkeit unter das Hangende zu bringen. Der Antrieb erfolgt durch den Motor  $f$ , der ein Elektro- oder Preßluft-Pfeilradmotor sein kann und ein Zwischengetriebe bewegt, das in dem Räderkasten zwischen Motor und Scheibe untergebracht ist und mit einer Umkuppelungsvorrichtung ausgerüstet ist, so daß die Scheibe je nach der Stellung zur Maschine im einen oder anderen Drehsinn laufen kann; soll der Versatz (von oben gesehen) nach rechts geschleudert werden, so muß die Scheibe im Sinne des Uhrzeigers laufen und umgekehrt. Die Maschine

kann also für beide Richtungen des Abbaues verwendet werden. Der Motor kann gleichzeitig die Windetrommel *g* bewegen, durch welche die Maschine

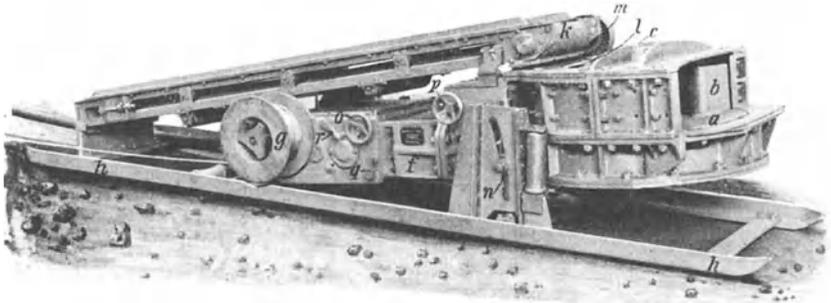


Abb. 452. Gesamtansicht der Versatزشleuder Wemmer-Leyendecker.

während der Arbeit nach oben gezogen werden kann; zu diesem Zwecke ist sie auf Schlittenkufen *h* verlagert. Das Versatzgut wird, um eine gleichmäßige Belastung der Schleuderscheibe zu ermöglichen, durch ein besonderes Bergeband *k* zugeführt und durch die Öffnung *l* in der Deckplatte aufgegeben; das Band wird durch ein Zwischengetriebe bewegt, dessen Zahnrad *m* sichtbar ist. Die Kuppelung für die Winde wird durch das Handrad *o*, diejenige für das Band durch das Handrad *p* betätigt; *n* ist der Hebel für den Preßlufthahn, *r* die Sperrklinke für das Windwerk. Die ganze Maschine ist in der dargestellten Ausführung 4,6 m lang, 1,2 m breit und 0,92 m hoch und wiegt 3250 kg. Für den Motor ist eine Leistung von etwa 30 PS erforderlich. Die Stundenleistung der Versatزشleuder beträgt 20—25 m<sup>3</sup>.

Der Versatzraum muß gemäß Abb. 453 durch Bretter oder ein angemessenes Versatzdrahtgeflecht gegen die Förderabteilung abgesperrt werden. Für die Ausnutzung der Maschine ist wichtig, daß sie jedesmal zwei Felder gleichzeitig versetzen kann, da ihre Wurfweite dafür reichlich genügt und der durch das Höherziehen der Maschine und das Verkürzen des Bergerutschstranges veranlaßte Zeitverlust sich dann auf die doppelte Versatzarbeit verteilt, auch die Bedienungsmannschaft besser ausgenutzt wird.

47. — Versatزشleuder Sethe<sup>1)</sup>. Die Maschinenfabrik Schmidt, Kranz & Co. baut die dem Bergassessor Sethe

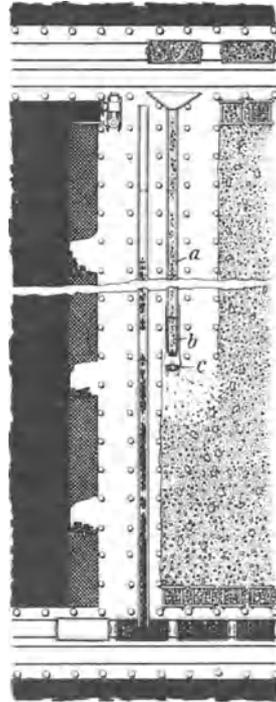


Abb. 453. Arbeitsweise der Versatزشleuder Wemmer-Leyendecker.

<sup>1)</sup> Glückauf 1927, Nr. 17, S. 441 u. f.; Dr.-Ing. Pütz: Geologische, technische und wirtschaftliche Gesichtspunkte für die Wahl des jeweils geeigneten Bergeversatzverfahrens.

patentierter Schleuder nach Abb. 454. Der Elektromotor *a* treibt durch Riemenübertragung die Scheibe *b*; zwei gegenüberliegende Speichen nehmen dieser Scheibe durch Vermittlung der die Stöße abschwächenden Federn  $c_1$   $c_2$  das Flacheisen *d* mit, an dessen Enden die beiden Wurfchaufeln  $e_1$   $e_2$  befestigt sind. Das Versatzgut wird in den Trichter *f* aufgegeben, aus dem es durch

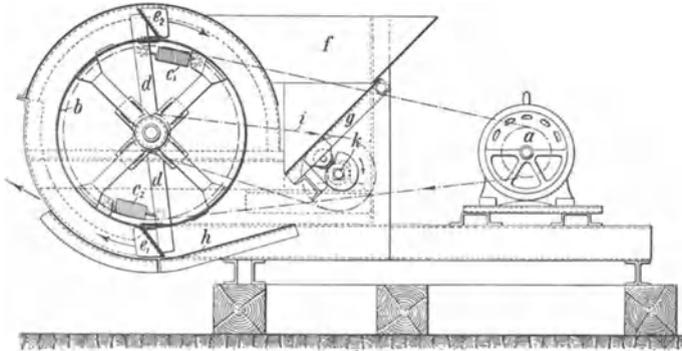


Abb. 454. Versatzschleuder Sethe.

die Bewegung der Schurre *g* in abgemessenen Teilmengen auf das Bodenblech *h* fällt; die Schurre wird mittels der durch den Treibriemen *i* von der Achse aus angetriebenen Daumenwelle *k* bewegt. Die Schaufeln drehen sich mit 280—320 Umläufen je Minute und werfen das Versatzgut je nach der Einstellung eines in der Gehäusewand angebrachten Schiebers 2—10 m hoch und 5—25 m weit. Der Motor verbraucht etwa 4—6 kW. Die Leistung beträgt 25—40 m<sup>3</sup>/h. Die Schleuder legt das Schergewicht auf die Streuung in senkrechter Richtung; sie ist in erster Linie für das Verfüllen der hohen Abbauräume im Salzbergbau bestimmt.

### b) Blasversatz<sup>1)</sup>.

48. — **Vorbemerkungen.** Das Einblasen des Versatzgutes anstatt seines Einspülens mit Wasserstrom ist bereits in der ersten Zeit des Spülversatzes vorgeschlagen und versuchsweise ausgeführt worden<sup>2)</sup>, hat sich aber nicht durchsetzen können, da gegenüber der damals noch unvollkommenen Ausführung des Verfahrens der Spülversatz vorteilhafter erschien und im übrigen das Bedürfnis nach mechanischem Einbringen des Versatzes noch nicht groß genug war. Heute liegen dagegen gut durchgearbeitete Verfahren vor, und die schwierige Wirtschaftslage des Steinkohlenbergbaues zwingt zur Ausnutzung aller sich bietenden Ersparnismöglichkeiten. Daher sind jetzt

<sup>1)</sup> Näheres s. Glückauf 1928, Nr. 14, S. 429 u. f.; E. Fromme: Das Blasversatzverfahren der Zeche Monopol; — ferner ebenda 1928, Nr. 43, S. 1441 u. f.; F. Rohde: Die Anwendung des Torkret-Blasversatzverfahrens auf der Zeche Prosper 3; — ferner Bergbau 1930, Nr. 6, S. 75 u. f.; E. Kaiser: Vergleichende Betrachtungen über das Hoch- und das Niederdruckblasverfahren; — ferner ebenda, Nr. 25, S. 375 u. f.; Zuschrift von W. Koch und Erwiderung von E. Kaiser.

<sup>2)</sup> Vgl. Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1904, S. 283 u. f.; Versuche und Verbesserungen; — ferner Technische Blätter 1929, Nr. 3, S. 40; Vorläufer des heutigen Blasversatzverfahrens.

bereits eine Anzahl von Blasversatzanlagen in Betrieb, und eine weitere Ausdehnung der Anwendung dieses Verfahrens ist zu erwarten.

Im einzelnen ergibt sich noch ein Unterschied je nach der Höhe des angewendeten Luftdrucks, wonach man das „Hochdruck-Blasverfahren“ (mit etwa  $1\frac{1}{2}$ –2 atü) und das „Niederdruck-Blasverfahren“ (mit etwa 0,1 bis 0,6 atü) unterscheidet. Dieser Unterschied fällt, da das weitgehende Abdrosseln des Drucks der aus dem Rohrnetz der Grube entnommenen Preßluft unvorteilhaft ist und man daher die Luft für das Niederdruckverfahren in besonderen Gebläseanlagen zu erzeugen pflegt, im allgemeinen mit dem Unterschied zwischen der Entnahme der Blasluft aus dem Preßluftrohrnetz und ihrer Erzeugung in einer selbständigen Anlage zusammen. Er ist im übrigen auch in vielen Fällen nicht sehr scharf, da mit zunehmender Länge der Blasleitungen und mit zunehmenden Blasleistungen auch der erforderliche Druck wächst und umgekehrt.

In allen Fällen wird der Versatz auch bei diesen Verfahren, wie Abb. 456 (S. 388) erkennen läßt, schwebend eingebracht, wobei die zu versetzenden Felder gegen den Abbaustoß hin durch einen Verschlag abgekleidet werden.

49. — **Theoretische Grundlagen**<sup>1)</sup>. Das Verblasen von Fördergut durch Rohrleitungen beruht auf dem Grundgedanken, daß ein Luftstrom bei genügender Geschwindigkeit Körner von entsprechendem Durchmesser in der Schwebelage halten und so weiterbefördern kann. Die Grundlage für die Ermittlung dieser Geschwindigkeit bietet die „Schwebegeschwindigkeit“, d. h. diejenige Geschwindigkeit, bei der ein senkrecht aufsteigender Luftstrom das Korn gerade in der Schwebelage zu erhalten vermag. Die Schwebegeschwindigkeit ist beispielsweise von Deuschl<sup>2)</sup> für Waschberge wie folgt ermittelt worden:

Korngröße mm	ermittelte Schwebegeschwindigkeit			errechnete Korngeschwindigkeit im söhlichen Luftstrom bei einer Luft- geschwindigkeit von			
	größte m/s	kleinste m/s	mittlere m/s	10 m	20 m	30 m	40 m
0—5	15,5	10,2	12,8	6,4	14,9	23,4	31,9
5—10	19,4	9,8	14,4	5,9	14,2	22,5	30,9
10—20	22,5	18,9	20,7	4,2	11,7	19,2	26,9
20—30	—	—	19,2	4,4	12,3	20,1	27,9

Die in der Zahlentafel gleichfalls angegebene Korngeschwindigkeit im söhlichen Luftstrom bleibt hinter der Luftgeschwindigkeit um einen Betrag zurück, der bei wachsender Luftgeschwindigkeit langsamer als diese zunimmt, so daß bei zunehmender Luftgeschwindigkeit die Korngeschwindigkeit stärker steigt und z. B. einer Zunahme der ersteren auf das 4 fache eine Zunahme der Korngeschwindigkeit auf das 31,9:6,4 ~ 5 fache entspricht.

Die Strömungsverhältnisse in den Rohrleitungen sind, da es sich bei der Luft um ein den Gasgesetzen unterliegendes Treibmittel handelt, wesentlich

<sup>1)</sup> Vgl. Forschungsarbeiten, herausgegeben vom Verein Deutscher Ingenieure, 1924, Heft 265; Gasterstädt: Experimentelle Untersuchung der pneumatischen Förderung; — ferner Glückauf 1929, Nr. 28, S. 956 u. f.; K. Wunder: Die Preßluftkosten bei Blasversatzanlagen; — ferner ebenda 1931, Nr. 2, S. 41 u. f.; Deuschl: Untersuchungen über den Luftverbrauch beim Blasversatzverfahren; — ferner ebenda 1931, Nr. 27, S. 881 u. f.; Deuschl: Anwendbarkeit und Wirtschaftlichkeit der Blasversatzverfahren.

<sup>2)</sup> S. seinen unter <sup>1)</sup> an dritter Stelle angeführten Aufsatz, S. 86.

verwickelter als beim Spülversatz. Hier können nur einige Versuchsergebnisse wiedergegeben werden, die sich auf den Einfluß des Rohrquerschnitts, der Blaslänge und der Beschaffenheit des Förderguts beziehen.

**Rohrdurchmesser, Blasleistung und Luftverbrauch bei 100 m waagerechter Strecken- und 100 m größter Strebblänge.**

∅ mm	Blasleistung m³/h	Luftverbrauch m³/h	m³ Luft/m³ Berge durchschnittlich	
			als Druckluft gemessen	auf angesaugte Luft berechnet
a) Hochdruckverfahren.				
150	40—50	3500—4000	80	200
200	55—65	6000—7000	100	250
250	70—85	9000—11000	130	325
b) Niederdruckverfahren.				
250	25—30	6000—7500	240	335
300	35—40	11500—14500	350	490

Mit der Länge der Blasleitung steigt für die gleiche Blasleistung der erforderliche Blasdruck. Umgekehrt nimmt bei gleichem Anfangsdruck die Blasleistung ab, so daß sie bei 320 m waagerechter Förderlänge etwa 20% geringer ist als bei 100 m Länge.

Für die verschiedenen Arten des Fördergutes hat man beim Hochdruckverfahren die folgenden Durchschnittsförderleistungen erhalten<sup>1)</sup>:

Fördergut	Förderleistung m³/h	
Klaubeberge . . . . .	68	
Kesselasche {	20—60 mm . . . . .	60
	0—10 mm . . . . .	42
Waschberge {	20—40 mm . . . . .	52
	10—20 mm . . . . .	45
	0—9 mm . . . . .	40
Sand, gemischt mit Waschbergen im Verhältnis {	1:4 . . . . .	54
	1:2 . . . . .	46
	1:1 . . . . .	40
Sand mit 7% Lehmgehalt . . . . .	32	
Sand mit 15% Lehmgehalt . . . . .	fast Null	
Sand, gemischt mit Kesselasche im Verhältnis {	1:2 . . . . .	43
	1:1 . . . . .	38
Lettige Haldenberge . . . . .	18	

Die Zahlentafel zeigt gleichzeitig, daß Lehm vollständig ungeeignet ist und schon bei geringem Anteilsverhältnisse die Blasleistung sehr stark herabsetzt. Die Erklärung liegt darin, daß er die Blasleitungen sehr rasch verklebt. Bei den meist lettigen Haldenbergen tritt diese Erscheinung zwar schwächer auf, immerhin aber noch in solchem Maße, daß sie dieses Versatzgut durchweg als ungeeignet erscheinen läßt. — Andererseits sind ganz grobe Stücke gleichfalls nicht verblasbar; man muß daher Stücke mit mehr als 80—100 mm Korngröße vorher absieben.

<sup>1)</sup> S. den auf S. 385 in Anm. <sup>1)</sup> an dritter Stelle angeführten Aufsatz, S. 88.

Im übrigen kommt bei Sand auch noch die Staubbelastigung im Abbau hinzu, die bewirkt, daß man ihn nur als Zusatz zu feuchten Waschbergen, die seine feinen Teilchen binden, vorteilhaft verwenden kann. Mit zunehmender Weite der Rohrleitungen und zunehmenden Widerständen (z. B. beim

Aufwärtsblasen) machen sich die Unterschiede zwischen grob- und feinkörnigem Gut noch stärker bemerkbar.

50. — Das Hochdruckverfahren bedient sich der vom Torkretausbau her (s. 6. Abschnitt, Ziff. 109) bekannten Druckkammern. Diese stellt Abb. 455 in der jetzigen Ausführung der Torkret-G. m. b. H. in Berlin dar, und zwar als „Doppelkammer“ mit Schleuseneinrichtung. Das Versatzgut wird in den Trichter *a* aufgegeben und gelangt nach Öffnung des Schiebers *b*<sub>1</sub>, der durch einen Schwenkarm *c*<sub>1</sub> mittels eines Getriebes bewegt wird, in die Vorkammer *d*<sub>1</sub>. Diese hat ein trichterförmiges Bodenstück, dessen Wandung durch den Abstreicher *e* freigehalten wird, der vom Pfeilradmotor *M*<sub>1</sub> aus mit Hilfe eines Kegelradgetriebes kreisend bewegt wird und gleichzeitig als Rührwerk zum Auflockern des Inhalts dient. Der Boden wird wie beim Aufgabetrichter durch einen Schieber *b*<sub>2</sub> gebildet, der durch den Arm *c*<sub>2</sub> bewegt wird. Nach Öffnung dieses Schiebers gelangt das Versatzgut in die Hauptkammer *d*<sub>2</sub>, die gleichfalls unten ein trichterförmig zulaufendes Bodenstück hat, durch welches das Versatzgut auf den ringförmigen Drehteller *f* fällt, der mit Schaufeln versehen ist und so die Berge durch das Anschlußrohr *k* der Blasleitung zuführt. Der Austragteller sitzt auf der Achse *g*, die durch Vermittlung der Kuppelung *h* vom

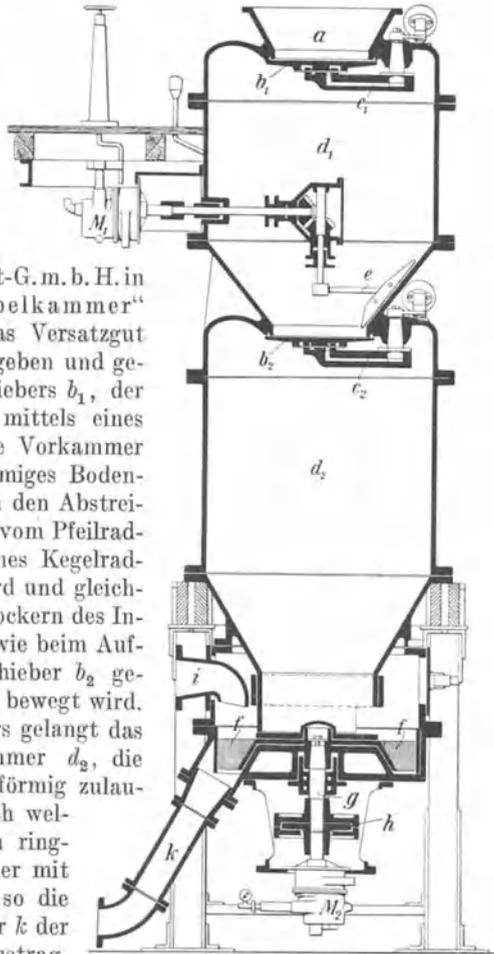


Abb. 455. Doppelkammer für das Hochdruck-Blasversatzverfahren.

Motor *M*<sub>2</sub> gedreht wird. Bei *i* ist die Prebluftleitung angeschlossen, die das Versatzgut durch die jeweils unter ihr liegende Zelle des Drehtellers hindurch in die Blasleitung wirft und dort weiterdrückt. Der Bedienungsmann steht auf der oben angeordneten Plattform, von der aus er die erforderlichen Luftventile und Hebel betätigt.

Da sich beim Versatzbetrieb zwangsläufig Pausen dadurch ergeben, daß die Rohrleitung im Streben von Zeit zu Zeit verkürzt werden muß, so wird

vielfach der Einkammerbetrieb vorgezogen. Die Kammer wird dann entsprechend größer hergestellt, und es wird nur der obere Verschuß behalten, während der Mittelschieber ( $b_2$  in Abb. 455) fortfällt. Über der Kammer wird ein Vorratsbunker eingebaut, aus dem das Versatzgut nachgefüllt wird. Auf diese Weise wird nicht nur der Bau, sondern auch der Betrieb wesentlich vereinfacht, da das Durchschleusen des Versatzgutes mit den jeweiligen Wechselbewegungen der Schieber fortfällt.

Die Durchführung des Blasversatzes zeigt Abb. 456 im Auf- und Grundriß. Der durch einen Kreiselskipper im Querschlag der oberen Sohle gekippte Bergewagen  $a$  entleert seinen Inhalt auf den Rost  $b$ , der grobe, nicht

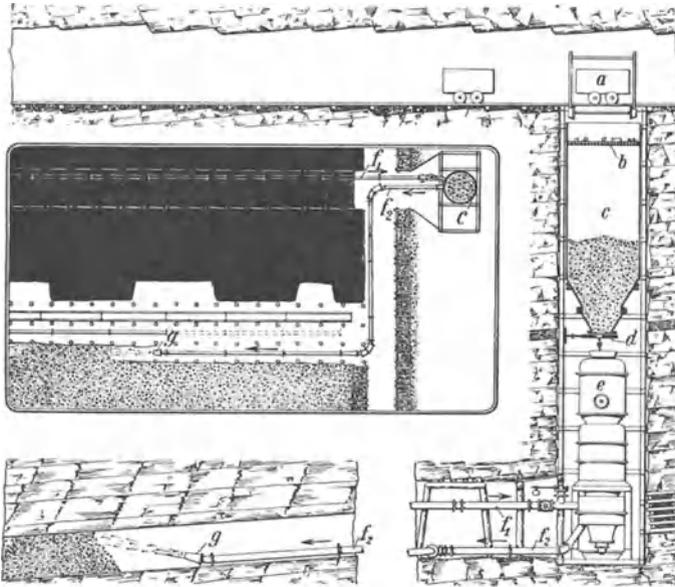


Abb. 456. Blasversatzanlage im Profil und Grundriß.

für das Verblasen geeignete Stücke zurückhält und das Unterkorn in den Vorratsbunker fallen läßt, aus dem es durch Öffnen des Bodenschiebers  $d$  in die Kammer  $e$  (die hier als Doppelkammer ausgeführt ist) gelangt. Die Preßluft wird durch das Rohr  $f_1$  zugeführt, in das zur Vermeidung von Überdruck durch Verstopfungen und zur Anzeige von solchen ein Sicherheitsventil eingebaut ist. Die Blasleitung  $f_2$  wird durch die obere Teilstrecke in den Streb geführt, und durch das Mundstück  $g$  treten die Versatzberge aus, wobei der mit einer Schutzbrille ausgerüstete Bedienungsmann durch Steuern dieses Mundstückes den zu versetzenden Raum allseitig bestreicht. Die mit dem Höherrücken des Versatzes entbehrlich werdenden Rohrschüsse werden, wie die Abbildung andeutet, gleich im Nachbarfelde wieder zusammengebaut, so daß nach Verblasen des einen Abschnittes der neue Rohrstrang bereits fertig liegt.

Die Rohre bestehen in der Regel aus gezogenen Mannesmann-Stahlrohren. Diese erhalten in den längere Zeit liegenbleibenden Streckenleitungen größere

Wandstärken und werden vielfach wie Spülversatzrohre mit Futterstücken zur Aufnahme des Verschleißes ausgerüstet. Im Abbau dagegen wird in erster Linie Gewicht auf raschen Ein- und Ausbau gelegt, weshalb hier leichtere Rohre von geringerer Wandstärke und nur etwa 3 m Länge bevorzugt werden. Da durch das Lösen und Anziehen der gewöhnlichen Flanschverschraubungen jeweilig etwa 6—8 Minuten Aufenthalt entstehen, was allein für die Verkürzung der Rohrleitung um beispielsweise 90 m während einer Blassocicht einen Zeitverlust von etwa 3—4 Stunden bedeuten würde, so bedient man sich vorteilhaft besonderer Schnellverschlüsse, die diese Unterbrechung auf je 1—2 Minuten beschränken. Abb. 457 a und b<sup>1)</sup> zeigt einen solchen Verschuß nach Wingerath, der auf dem Hebelgedanken beruht. Von je zwei zu kuppelnden Rohren hat das eine einen festen, das andere einen losen Flansch; letzterer greift mit Stiften in entsprechende Aussparungen des festen Flansches hinein. Um Schraubenbolzen bei  $a_1$   $a_2$  ist der Hebelbügel  $b$  drehbar, der, mit einer Aussparung in die Nocken  $c_1$   $c_2$  usw. fassend, die beiden Flansche fest aneinanderpreßt und in seiner Lage durch Antreiben des geschlitzten Keilstückes  $d$  gehalten wird, dessen eine Fläche gegen einen Stift am Bügel drückt, worauf dann durch Anziehen der Schraubenmutter das Keilstück festgeklemmt wird.

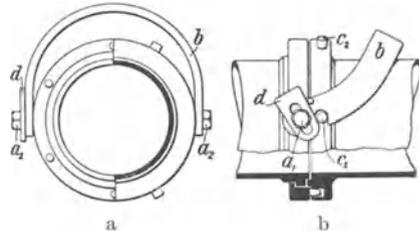


Abb. 457 a und b. Schnellkuppelung von Blastrohren (links geschlossen, rechts gelöst).

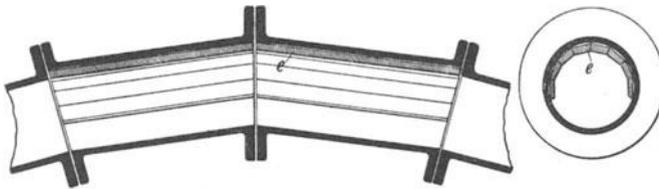


Abb. 458. Flacher Krümmer für Blausatzleitungen.

Den Rohrverschleiß in den Krümmern hat man, wie beim Spülversatz, durch verschiedene Mittel zu bekämpfen gesucht. Gut bewährt hat sich das durch die Abbildungen 458 und 459 veranschaulichte Einlegen von besonderen, unbearbeiteten Hartgußstücken. Und zwar zeigt Abb. 458 das Ausfüllern eines flachen Knicks, der durch etwa 1 m lange Rohrstücke überwunden wird, mit langen Einlegestücken  $e$ . In Abb. 459 dagegen handelt es sich um einen Hauptkrümmer mit rechtwinkliger Ablenkung, in dem an der Hauptverschleißstelle die Rückwand der Rohrleitung teilweise durch hochkant gestellte Gußstücke  $a$  ersetzt ist, während die Innenseite nur durch Schalen  $b$  von geringer Wandstärke geschützt wird. An beiden Enden sind größere Unterbrechungen der äußeren Rohrwand vorgesehen, die durch Flanschendeckel  $c_1$   $c_2$  abgeschlossen sind, die ihrerseits durch die Flügelklappschrauben  $d$

<sup>1)</sup> S. Bergbau 1930, Nr. 48, S. 677 u. f.; A. Hentschel: Rohrschnellverschluß und Rohrkrümmer für Blausatzleitungen.

angepreßt werden, durch Rippen den Einlegestücken Halt geben und die bequeme Auswechslung verschlissener Stücke sowie die Beseitigung von Verstopfungen gestatten. Die an den beiden Enden angebrachten und durch die Drehplatten  $e_1 e_2$  verschlossen gehaltenen Bohrungen ermöglichen die Feststellung von Verstopfungen. Der Verschleiß trifft zunächst die in der Nähe der Eintrittsstelle des Blasstromes liegenden Stücke, wird dann aber

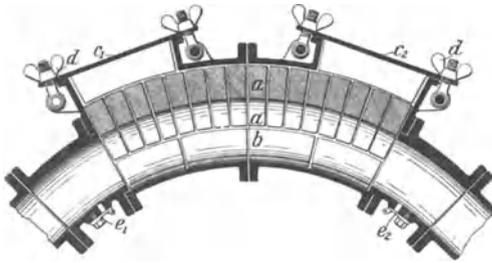


Abb. 459. Krümmer für Blasersatzleitungen.

dadurch aufgehalten, daß in der durch den Verschleiß gebildeten Mulde sich Versatzgut festsetzt und ein schützendes Polster bildet.

**51. — Niederdruckverfahren.** Beim Niederdruckverfahren, das durch die Ausführungen der Mühlenbau- und Industrie-A.-G. (Miag) in Braunschweig vertreten wird, begnügt man sich mit

einem Überdruck von etwa 0,1—0,6 at. Die Abdichtung des unter Druck stehenden Raumes gegen die Atmosphäre wird hier durch ein Zellenrad bewirkt, das gleichzeitig das Eintragen des durch einen Trichter in einen Zwischenbehälter aufgegebenen Fördergutes in die unten angeschlossene Luftleitung bewirkt.

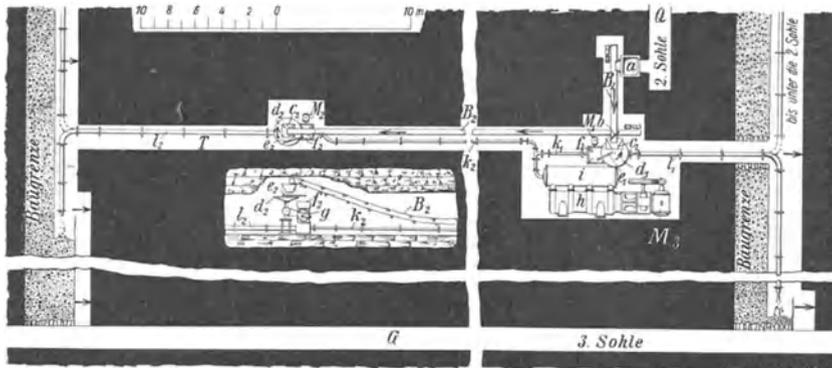


Abb. 460. Niederdruck-Blasversatzanlage im Grund- und Aufriß.

Da wegen des geringeren Druckes entsprechend größere Luftmengen zu bewegen sind, so müssen Rohrleitungen von größerem Durchmesser benutzt werden. Im übrigen bietet das Verfahren gegenüber dem Hochdruckverfahren keine Besonderheiten.

Eine Gesamtanlage für die Zeche Auguste Viktoria zeigt Abb. 460. Die zu verblasenden Berge werden durch den Querschlag  $Q$  der zweiten Sohle dem außer Betrieb gesetzten Stapel  $a$  zugeführt, der in seinem unteren Teile als Bergebunker eingerichtet ist, und aus diesem auf das Förderband  $B_1$  abgezogen. Dieses trägt je nach der Stellung des Abstreichers  $b$  entweder

auf die Schurre  $c_1$  und damit auf den Drehteller  $d_1$  oder auf das Band  $B_2$  und durch dieses auf die Schurre  $c_2$  und den Drehteller  $d_2$  aus (s. Nebenzeichnung). Von den Drehtellern wird das Versatzgut durch die Abstreicher  $e_1, e_2$  den Zwischenbunkern  $f_1, f_2$  und aus diesen den unter ihnen laufenden Zellenrädern  $g$  (Nebenzeichnung) zugeführt. Der Antrieb erfolgt durch die Motoren  $M_1, M_2$ . Die erforderliche Druckluft wird durch den Kompressor  $h$  erzeugt und im Windkessel  $i$  gespeichert, um aus ihm durch die Leitungen  $k_1, k_2$  den beiden Verblaseinrichtungen zugeführt zu werden. Aus diesen führen dann die mit entsprechend größeren Durchmessern ausgeführten Blasleitungen  $l_1, l_2$  in die beiden angeschlossenen Abbauabteilungen, in denen wiederum je zwei Abbaubetriebe (schwebend und einfallend) abwechselnd bedient werden.

**52. — Lieferung der erforderlichen Druckluft.** Die für den Blasversatz benötigte Druckluft kann entweder aus dem allgemeinen Druckluftnetz der Grube entnommen oder durch besondere Kompressoren oder Gebläse geliefert werden. Beim Hochdruckverfahren kann man, sofern es sich nur um eine geringe Anzahl von Blasbetrieben handelt, mit der Entnahme aus der Hauptleitung auskommen, wobei allerdings das erforderliche Herabdrosseln des Netzdrucks auf den Blasdruck einen entsprechenden Kraftverlust bedeutet. Erweist sich bei zunehmender Anwendung des Verfahrens die vorhandene Kompressoranlage als unzureichend, so muß gemäß Abb. 460 ein besonderer Kompressor unter Tage aufgestellt werden. Beim Niederdruckverfahren zieht man diesen Weg in der Regel vor, da hier der Drosselverlust sich noch stärker bemerkbar macht und andererseits die erforderliche Gebläseanlage wegen des geringen Drucks verhältnismäßig billig ausfällt.

**53. — Leistungen und Kosten.** Die mit dem Blasverfahren erzielbaren Leistungen hängen, soweit der Luftstrom und seine Fortleitung in Betracht kommen, von dem angewandten Blasdruck, von der Länge der Blasleitungen, ihrem Durchmesser, von den besonderen Widerständen durch Krümmer oder ansteigende Leitungen und von der Art des Versatzgutes ab. Sie werden außerdem durch die Flözverhältnisse beeinflußt, da in mächtigen Flözen die Verkürzung der Strebleitung langsamer fortschreitet und daher die durch sie veranlaßten Zeitverluste weniger in Erscheinung treten und ferner bei gutem Hangenden zwei Felder nebeneinander gleichzeitig verblasen werden können, was eine wesentlich bessere Ausnutzungsmöglichkeit bedeutet.

Mit dem Hochdruckverfahren können unter günstigen Verhältnissen Leistungen von 60—80 m<sup>3</sup>/h erzielt werden, doch kann man in den meisten Fällen mit Fördermengen von 30—40 m<sup>3</sup>/h auskommen. Beim Niederdruckverfahren liegen die entsprechenden Zahlen etwa bei 20—30 und 15 bis 20 m<sup>3</sup>/h.

Die Kosten werden zunächst durch die im Einzelfalle gewählte Höhe des Luftdrucks beeinflußt. Sie hängen weiter davon ab, ob die Luft aus dem Leitungsnetz der Grube entnommen werden kann oder ein besonderer Kompressor erforderlich wird. Ferner sind bestimmend die Länge der Rohrleitung, die Zahl der Krümmer und das Vorhandensein oder Fehlen besonderer Widerstände (ungünstiges Versatzgut, flaches Einfallen im Abbau, Verblasen in schwebender Richtung).

Bei einem Luftverbrauch von  $200 \text{ m}^3$  angesaugter Luft je  $\text{m}^3$  Berge, wie er für Hochdruckanlagen unter mittleren Verhältnissen angenommen werden kann, belaufen sich, wenn die Luftkosten mit  $0,35 \text{ ₰}/\text{m}^3$  angenommen werden, die Aufwendungen für Luft auf  $70 \text{ ₰}/\text{m}^3$  Versatz. Rechnet man für das Niederdruckverfahren mit  $350 \text{ m}^3$  Luftverbrauch und  $0,18 \text{ ₰}/\text{m}^3$ , so ergibt sich ein Aufwand von  $63 \text{ ₰}/\text{m}^3$  Versatz. Der Lohnaufwand ist unter allen Verhältnissen ziemlich gleich, da immer ein Mann für das Stürzen der Berge in den Vorratsbunker, ein Mann für die Bedienung der Blsvorrichtung und zwei Mann im Streb benötigt werden; ob außerdem noch 1 Mann für die Bedienung des Kompressors erforderlich wird oder nicht, hängt davon ab, ob ein Kompressor aufgestellt wird und ob er in der Nähe eines Stapels oder Haspels steht, so daß der Anschläger und Haspelwärter ihn mitbedienen kann. Dieser fünfte Mann ist aber im folgenden nicht mitgerechnet, da sein Lohn bereits in den Kosten für die Druckluft einbegriffen ist.

Die Ausnutzung der Anlage ist von besonderer Bedeutung, wenn eine besondere Kompressoranlage erforderlich wird. Da bei einer Stundenleistung von  $40 \text{ m}^3$  Versatz in einem Streb von 100 m Höhe und in einem Flöz von 1,5 m Mächtigkeit ein Versatzstreifen von 1,5 m Breite (entsprechend einer Feldbreite) in  $5\frac{1}{2}$  Stunden reiner Blaszeit verblasen werden kann, so kann eine Blsanlage, wenn sie drei Streben zur Verfügung hat, bei entsprechender Einteilung des Betriebes in allen drei Schichten ausgenutzt werden. Noch günstiger wird die Ausnutzung, wenn an eine Bunker- und Kompressoranlage zwei Versatzmaschinen angeschlossen werden können.

Die Rohrleitungen bis zum Abbau sind bei 150 mm Durchmesser mit 12 ₰ je Meter, bei 250 mm Durchmesser mit 25 ₰ je Meter einzusetzen.

Für die Verblasmaschine ist bei Hochdruckanlagen ein Betrag von etwa 12 000—15 000 ₰, bei Niederdruckanlagen ein solcher von etwa 3 000—5 000 ₰ einzusetzen. Ein Niederdruckkompressor für  $7000 \text{ m}^3$  Stundenleistung kostet 20 000—23 000 ₰, der zugehörige Motor 11 000—12 000 ₰, die Maschinenkammer 15 000—25 000 ₰. Für die Herrichtung des Vorratsbunkers mögen 3 000—5 000 ₰ eingesetzt werden.

Hiernach ergibt sich beispielsweise die nebenstehende Zahlenübersicht für die jährlichen Kosten.

Die Kostenspanne zwischen beiden Verfahren hängt davon ab, ob die vorhandene Druckluft-Erzeugungsanlage beim Hochdruckverfahren ausreicht, weil sonst deren Kosten durch Beschaffung einer Zusatzanlage erhöht werden oder doch durch Verringerung des Betriebsdruckes für die verschiedenen Druckluftmotoren Verluste entstehen, die der Blsanlage belastet werden müssen.

Die Luftkosten sind also ausschlaggebend; ihre Verringerung bzw. Erhöhung um je 10% bedeutet nach der Kostenübersicht eine Verringerung bzw. Erhöhung der Versatzkosten um 7 ₰ beim Hochdruck- und 6,4 ₰ beim Niederdruckverfahren.

**54. — Blasverfahren ohne Streckenleitungen.** Billigere Verblaseinrichtungen ergeben sich, wenn man auf die Förderung von Versatzgut durch Strecken-Rohrleitungen verzichtet. Allerdings wird dann für jeden Abbaubetrieb eine selbständige Blsanlage erforderlich. In dieser Weise arbeitet der von Bergwerksdirektor König angegebene und von der Maschinenfabrik

Kapitaldienst	Hochdruckverfahren			Niederdruckverfahren		
	Anschaffungskosten	Verzinsung und Tilgung	ℳ	Anschaffungskosten	Verzinsung und Tilgung	ℳ
	ℳ	%		ℳ	%	
Kompressor . . . . .	—	—	—	22 000	22	4 840
Motor . . . . .	—	—	—	11 500	17	1 950
Maschinenkammer . . . . .	—	—	—	15 000	20	3 000
Verblasmaschine . . . . .	14 000	30	4 200	4 000	32	1 280
Luftleitung . . . . .	—	—	—	3 500	12	420
Blasleitung . . . . .	3 500	200	7 000	6 000	200	12 000
Gesamtbeträge ohne Druckluftherzeugung . .	17 500		11 200	13 500		13 700
Jährliche Blasleistung bei täglich 2 Schichten zu je 5 Stunden reiner Blaszeit	120 000 m <sup>3</sup>			90 000 m <sup>3</sup>		
Luftkosten . . . . .	24 Mill. m <sup>3</sup> je 0,0035 ℳ = 84 000			32 Mill. m <sup>3</sup> je 0,0018 ℳ = 57 500		
Löhne, einschl. sozialer Aufwendungen . . . . .	4 · 10 · 2 · 300 = 24 000			4 · 10 · 2 · 300 = 24 000		
Werkstoffe und Instandhaltung (5 % des Kapitalbetrages ohne Druckluftherzeugung) . . . . .			880			680
Verschläge . . . . .			1 500			1 500
Gesamtkosten . . . . .			121 580			97 380
Kosten je m <sup>3</sup> Versatz . .			1,01			1,08

Bei den ausgeführten Blasversetzern<sup>1)</sup>, der das mit einem Hochkipper eingeführte Versatzgut durch eine Schnecke, die gleichzeitig die Abdichtung gegen die Außenluft bewirkt, einer in den Abbauraum führenden, quer zum Blaszylinder laufenden Rohrleitung zuführt; in diese tritt die erforderliche Menge Preßluft aus dem Rohrnetz ein.

Bei einer anderen, gleichfalls von der Maschinenfabrik Beien gebauten Einrichtung<sup>2)</sup> wird ein Zellenrad als Zuführungseinrichtung für das wieder durch einen Hochkipper aufzugebene Versatzgut und gleichzeitig als Abdichtung verwandt. Die Blasleitung schließt in der Streckenachse an, so daß der Versetzer durch einen Krümmer an die Versatzleitung im Abbau angeschlossen wird und, allerdings mit wachsendem Luftverbrauch, längere Zeit an derselben Stelle stehenbleiben kann.

Beide Vorrichtungen benötigen außer der Blasluft noch Luft für den Antrieb des die Schnecke bzw. das Zellenrad drehenden Pfeilradmotors von 12 PS. Der Gesamtluftverbrauch je m<sup>3</sup> Versatzgut beträgt 60—70 m<sup>3</sup> a. L. Die Kosten belaufen sich auf etwa 0,7—1,1 ℳ je m<sup>3</sup> Versatzgut, vom Aufgabetrichter des Hochkippers ab gerechnet.

**55. — Streb-Blasversetzer.** Bergassessor C. Eisenmenger hat eine unmittelbar vor dem Versatzstoß arbeitende Blasversatzeinrichtung ge-

<sup>1)</sup> Näheres s. Glückauf 1930, Nr. 23, S. 763 u. f.; W. Schröder und M. Schimpf: Betriebserfahrungen mit der Druckluft-Blasversatzmaschine von König.

<sup>2)</sup> S. Glückauf 1930, Nr. 49, S. 1678 u. f.; A. Richter: Ortsveränderliche Blasversatzmaschine mit Zellenrad.

schaffen, die zuerst von der Deutschen Maschinenfabrik A.-G. ausgeführt worden ist.

Die Vorrichtung wird durch die Abbildungen 461 (im Aufriß) und 462 (in der Gesamtansicht) veranschaulicht. Das die Versatzberge zuführende Förderband wird über einen Versatzwagen *a* geführt, der mit einem schrägen Abstreicher *b* das Versatzgut einer Tasche *c* und dadurch dem Blasrohr *d* zu-

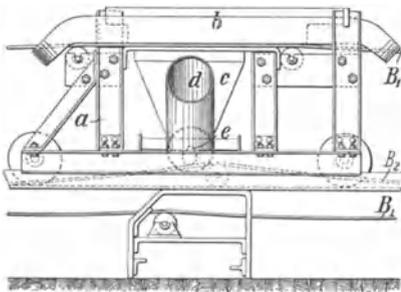


Abb. 461. Blasversetzer, von vorn gesehen.

führt. In dieses mündet in der Mittelachse eine Düse *e* mit 25—30 mm Durchmesser ein, deren Preßluftstrahl das Versatzgut mitreißt und aus dem Blasrohr hinauswirft. Die Ansicht in Abb. 462 zeigt die Möglichkeit, durch Anordnung eines zweiten Blasrohres die Leistung zu verdoppeln. Der Wagen läuft auf den die Rollenböcke verbindenden Winkelkeisen, an denen er in der jeweiligen Stellung durch Klammern festgehalten wird. Nach dem Lösen

dieser Klammern nach erfolgtem Verblasen einer Feldhöhe nimmt das Förderband  $B_1$  selbst den Wagen mit, worauf er in der neuen Stellung wieder festgeklemmt wird und der Abstreicher gleich wieder in Tätigkeit tritt; es braucht also nur die Luftzufuhr vorübergehend abgestellt zu werden. Da infolge der

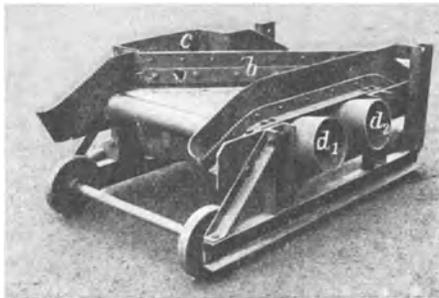


Abb. 462. Gesamtansicht des Blasversetzers mit Doppelrohr.

Querwirkung der Blasrohre der Versatz nicht gegen den Kohlenstoß hin abgekleidet werden kann, so bleibt bei jedesmaligem Verblasen ein Keilraum unter dem Hangenden frei, der erst beim Verblasen des nächsten Feldstreifens zugeblasen wird. Die Tragfähigkeit des Versatzes hat sich aber auch bei ungünstigem Hangenden als ausreichend erwiesen.

Nach einer weiteren Ausbildung dieser Vorrichtung durch Betriebsleiter Palisa (ausgeführt von der Maschinenfabrik Frölich & Klüpfel) werden mehrere Düsen auf den Umfang des Blasrohres verteilt, und außerdem wird in der Förderrichtung ein zweiter Satz Düsen angeordnet. Dadurch ist es gelungen, auch ungünstiges Versatzgut (Lehm) ohne Verstopfungsgefahr zu verblasen<sup>1)</sup>. Der Luftverbrauch belief sich bei Versuchen mit Lehm auf 40 m<sup>3</sup> je m<sup>3</sup> Versatzgut.

Mit dem Blasversetzer können bei Verwendung von Waschbergen im Dauerbetriebe Leistungen von 20—25 m<sup>3</sup>/h erzielt werden. Für die Bedienung sind zwei Mann erforderlich. Der Luftverbrauch beträgt etwa 12 bis

<sup>1)</sup> Glückauf 1931, Nr. 15, S. 481 u. f.; Dr. mont. A. Czermak: Betriebserfahrungen mit verschiedenen Versatzverfahren.

15 m<sup>3</sup>/min, entsprechend etwa 25—35 m<sup>3</sup> je m<sup>3</sup> Versatzgut. Die Kosten der Blsvorrichtung können mit 1500  $\mathcal{M}$  eingesetzt werden. Hiernach ergibt sich, wenn man mit Rücksicht auf die Unterbrechungen der Luftzufuhr beim Umsetzen des Versetzers und andere kleine Pausen den durchschnittlichen Luftverbrauch mit 12 m<sup>3</sup>/min einsetzt und für die Maschine mit 60% Tilgung und Verzinsung rechnet, folgende Jahreskostenübersicht:

Kapitaldienst 60 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> von 1500 $\mathcal{M}$ . . . . .	900 $\mathcal{M}$
Löhne $2 \cdot 10 \cdot 2 \cdot 300$ . . . . .	12000 „
Luft $720 \cdot 6 \cdot 2 \cdot 300 \cdot 0,0035$ . . . . .	9080 „
Schmierung und Ersatzteile 10 <sup>0</sup> / <sub>0</sub> des Anlagekapitals . . . . .	150 „
	insgesamt 22130 $\mathcal{M}$

Bei einer Versatzmenge von 18 m<sup>3</sup> je Stunde Gesamtarbeitszeit, also  $18 \cdot 6 \cdot 2 \cdot 300 \sim 65\,000$  m<sup>3</sup> jährlich stellt sich also das Kubikmeter Versatz auf rd. 34  $\mathcal{M}$ . Dabei ist allerdings zu berücksichtigen, daß die Kosten für die Zuführung des Versatzgutes bis zum Versetzer, die beim Schrapperversatz von der Kippstelle über dem Streb aus, beim Blasversatz von der Verblasmaschine aus mit einbegriffen waren, nicht mitgerechnet sind.

### c) Vergleichende Bewertung der verschiedenen Versatzmaschinen.

**56. — Vergleich nach den besonderen Eigenschaften und Erfordernissen.** Die vorstehend besprochenen maschinenmäßigen Versatzeinrichtungen können zunächst nach ihrer Stellung zum Kohlenstoß unterschieden werden. In dieser Hinsicht nimmt der Blsversetzer Eisenmenger — Demag eine Sonderstellung ein, da er streichend versetzt, während alle anderen Vorrichtungen den Versatz in schwebender Richtung einbringen. Da ihre Wurfwirkung nach dieser Richtung weiter als eine Feldbreite reicht, so brauchen sie ihre Tätigkeit nicht so oft zu unterbrechen wie die Blsversetzer; allerdings dauert dafür auch die einzelne Unterbrechung länger als bei diesen. — Ferner sind die Lohnersparnisse verschieden: sie sind am größten bei den Blsmaschinen, die auch die Streckenförderung zum Teil übernehmen und die sonst an der Kippstelle erforderlichen Leute ersetzen, so daß bei größerer Blsleistung, die an der Kippe eine stärkere Mannschaft erfordert, entsprechend an Leuten gespart wird. Dagegen ersparen Schrapper und Blsversetzer nur einen Teil der sonst im Streb selbst mit der Versatzarbeit beschäftigten Leute.

Andererseits ist der Kapitaldienst am größten bei den Blsversatzmaschinen. Für diese ist daher die Frage der möglichst ausgiebigen Ausnutzung von ausschlaggebender Bedeutung. Und da andererseits ihre Wirkung von einer Blasstelle aus nicht über etwa 400 m hinausreicht, so ist die richtige Wahl der Blasstellen und das richtige Einschalten der ganzen Anlage in den Abbauplan von besonderer Bedeutung. Den geringsten Kapitalaufwand erfordert der Blsversetzer, wogegen Schrapper und Versatzschleudern immerhin eine Ausnutzung in mindestens zwei Schichten täglich erwünscht erscheinen lassen. Auch das richtige Ineinandergreifen aller Arbeiten ist bei den Blsmaschinen besonders wichtig, da bei nicht genügender Luftmenge leicht Verstopfungen eintreten, bei unzureichender Bergzufuhr der Luftverbrauch zu groß wird. — Der Verschleiß äußert sich am ungünstigsten bei den Blas-

maschinen mit ihren langen Rohrleitungen. Nach ihnen folgt der Schrapper mit seinem starken Seilverschleiß, wogegen bei den Schleudern und dem Blasversetzer der Verschleiß sich auf billige Teile beschränkt.

Hinsichtlich des Versatzgutes sind Schrapper und Schleudern am unempfindlichsten, sowohl was die Korngröße als auch was die allgemeine Beschaffenheit nach der verschiedenen Festigkeit, dem Wassergehalt usw. betrifft. Der Blasversetzer stellt hinsichtlich der Korngröße etwas größere Ansprüche. Auf die verhältnismäßig große Empfindlichkeit der Blasversatzmaschinen gegen zu grobes, zu feines und zu lettiges Versatzgut ist bereits oben hingewiesen worden. — Eine Besonderheit des Schrappers ist, daß er das Ziehen von Bergemauern aus den mitgeförderten groben Stücken ermöglicht, wogegen die anderen Einrichtungen auf die Herstellung von Verschlägen angewiesen sind.

Die Leistungsfähigkeit ist am größten bei den Hochdruck-Blasmaschinen, während sie bei den anderen Vorrichtungen sich etwa in den gleichen Grenzen bewegt und auch nicht solche Steigerungen mit derselben Anlage zuläßt wie bei den Blasmaaschinen.

Allen maschinenmäßigen Versatzeinrichtungen gemeinsam ist die große Festigkeit des Versatzes, die seine Tragfähigkeit bedeutend erhöht, anderseits allerdings auch entsprechend (bis zu 40—50%) größere Versatzmengen als der Handversatz erfordert und daher die ausreichende Bergezufuhr als besonders wichtig erscheinen läßt.

**57. — Die Wirtschaftlichkeit des Maschinenversatzes** ist nach den gestellten Anforderungen verschieden zu beurteilen. Er kann nicht, wie der Handversatz, in verschieden guter Beschaffenheit, je nach den Ansprüchen an seine Tragfähigkeit, hergestellt werden; infolgedessen ist für seine Anwendung wichtig, ob ein tragfähiger und dichter Versatz (als Schutz gegen Bodenbewegungen oder mit Rücksicht auf die Gebirgsbeschaffenheit, auf Brandgefahr od. dgl.) verlangt wird. Unter diesen Umständen sind die bisher erprobten Verfahren des maschinenmäßigen Versatzes dem Handversatz zweifellos wirtschaftlich überlegen, sofern die Flözmächtigkeit nicht zu gering ist. Diese Einschränkung ist notwendig, da allerdings in geringmächtigen Flözen der Handversatz besonders teuer wird, hier aber auch der Maschinenversatz wegen ungenügender Ausnutzung unwirtschaftlich arbeitet. Da anderseits die Wirtschaftlichkeit des Maschinenversatzes mit wachsender Mächtigkeit zunimmt, so ist seine Überlegenheit besonders für Flöze von etwa 1,50 m an aufwärts gegeben.

Beim Vergleich der Kosten mit denen des Handversatzes ist die größere Dichtigkeit des Maschinenversatzes zu berücksichtigen. Betragen seine Kosten beispielsweise 0,80  $\mathcal{M}$  je Kubikmeter Versatzgut und hat der Versatz eine um 30% höhere Dichtigkeit als der Handversatz, so müssen die Kosten je Kubikmeter Strebraum im Vergleich mit dem Handversatz mit  $0,80 \cdot 1,3 = 1,04 \mathcal{M}$  eingesetzt werden und können damit diejenigen eines Handversatzes, der je Kubikmeter Versatz 0,95  $\mathcal{M}$  kostet, übertreffen. Anderseits sind bei den Blasverfahren mit Streckenleitungen die Ersparnisse in Rechnung zu stellen, die sich aus dem Fortfall der Streckenfördereinrichtungen und der zu ihrer Bedienung erforderlichen Leute ergeben.

Über die Bewertung der einzelnen Verfahren im Vergleich untereinander kann noch kein endgültiges Urteil gefällt werden, da noch nicht genügend lange Versuchszeiten vorliegen. Es ist aber anzunehmen, daß die Blasmaschinen unter Verhältnissen, die ihre volle und dauernde Ausnutzung ermöglichen, am günstigsten arbeiten werden.

### III. Die Streckenförderung<sup>1)</sup>.

58. — **Allgemeine Möglichkeiten.** Für die Streckenförderung bildete lange Zeit hindurch der Förderwagen die Grundlage als alleiniges Fördermittel für die Förderung in Querschlägen, Richt-, Grund- und Abbaustrecken (s. Abb. 463 a).

Neuerdings wird aber die Wagenförderung in den Abbau- und Teilstrecken<sup>2)</sup> in zunehmendem Maße durch die Rutschen- und Bandförderung verdrängt. Allerdings müssen für die nutzbare Verwendung dieser Förderverfahren die folgenden Bedingungen erfüllt werden:

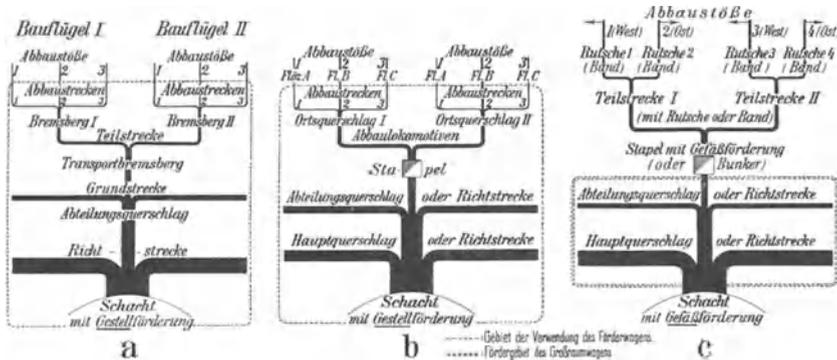


Abb. 463 a—c. Übersicht über die Förderung einer Grube mit Bremsbergförderung (a), Stapelförderung und Gruppenbau (b) und Rutschen- und Bandförderung (c).

1. Für die anschließende Abwärtsförderung bis zur Sohle muß die Wagenförderung ausgeschaltet bleiben, damit der Förderwagen oberhalb der Hauptsohle entbehrlich wird und keine weitere Förderkraft zwischengeschaltet zu werden braucht. Es kommt also hier für die Förderung im Einfallen nur eine Sammelrutsche bzw. ein Sammelband, für die Seigerförderung nur die Bunker- bzw. Gefäßförderung in Betracht (s. Abb. 463 c).

2. Die Rutschenförderung in den Abbau- und Teilstrecken erfordert eine gewisse Neigung dieser Förderwege, da sie sonst wegen des großen Kraftbedarfs und starken Verschleißes zu teuer werden würde (vgl. Abb. 440 auf S. 370).

<sup>1)</sup> Näheres s. bei H. Bansen: Die Streckenförderung (Berlin, J. Springer), 2. Aufl., 1921; — ferner Glückauf 1931, Nr. 22, S. 721 u. f.; Dr. mont. F. Mayer: Untersuchungen über die Wirtschaftlichkeit von Strecken- und Abbauförderanlagen.

<sup>2)</sup> Unter „Abbaustrecken“ sollen im folgenden die bei geringen Stoßhöhen (Pfeiler-, Streb- und Stoßbau) aufgefahrenen oder mitgeführten Strecken, unter „Teilstrecken“ die beim Rutschenbau benutzten Strecken verstanden werden.

3. Für die Bandförderung müssen wegen ihrer großen Kosten ausreichende Fördermengen geliefert werden können. Sie scheidet also für Abbauverfahren mit geringen Stoßhöhen aus und kommt auch bei hohen Abbaustößen nicht für Flöze von geringer Mächtigkeit in Betracht.

Bei der Streckenförderung mit Wagen ist zunächst über die Förderwagen und Förderbahnen und sodann über die Wagenbewegung durch Menschen, Tiere und Maschinen zu sprechen.

### A. Förderwagen<sup>1)</sup>.

59. — **Allgemeine Erfordernisse.** Die wesentlichen Bestandteile eines Förderwagens sind der Wagenkasten und der Radsatz. Hierzu kann noch ein beide Teile verbindendes Rahmengestell treten (bei Wagen a, d und f in Abb. 464.)

An einen Förderwagen sind zahlreiche verschiedenartige und sich teilweise widersprechende Anforderungen zu stellen, von denen als die wichtigsten zu nennen sind: Billigkeit, geringes Gewicht bei großem Fassungsraum, Widerstandsfähigkeit gegen Stöße einerseits, Verschleiß, Staub und saure Wasser andererseits, sicheres Spurhalten, leichtes Handhaben beim Schleppen und beim Wiedereinheben nach Entgleisungen, leichtes und sicheres Durchfahren von Kurven, genügende Stand-

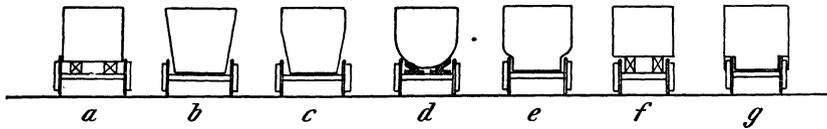


Abb. 464 a–g. Verschiedene Förderwagenformen.

festigkeit, möglichst bequeme Entleerung. Endlich muß der Wagen den besonderen Verhältnissen der Grube, namentlich der Mächtigkeit der Lagerstätten einerseits und dem Schachtquerschnitt andererseits, angepaßt sein. Die Erfüllung dieser Bedingungen in ihrer Gesamtheit ist nicht möglich. So ist z. B. der hölzerne Wagen billig, aber gegen Verschleiß und Stoß wenig widerstandsfähig. Niedrige Wagen sind standsicher, leicht zu schleppen und zu beladen, müssen aber zur Erzielung eines genügenden Fassungsraumes lang gebaut werden, wodurch sie mehr Raum im Schachte beanspruchen. Wagen mit breiter Spur sind standsicher, aber gemäß Abb. 484 a auf S. 410 schwerer durch Kurven zu bringen. Wagen mit dicht nebeneinanderstehenden Achsen können leicht durch Kurven gefahren, bequem in Kopfkippern gekippt und im Entgleisungsfall wieder ohne große Mühe auf die Schienen gehoben werden, eignen sich aber bei größerer Länge wegen ihrer Neigung zum Schaukeln und Entgleisen schlecht für maschinelle Förderung usw. Besondere Schwierigkeiten verursacht auch die Notwendigkeit, bei der Wahl der Förderwagen Schachtquerschnitt und Verhältnisse unter Tage in gleichem Maße zu berücksichtigen.

<sup>1)</sup> S. auch Glückauf 1917, Nr. 3, S. 54 u. f.; W. Roelen: Gesichtspunkte für die Gestaltung und Bemessung der Förderwagen im deutschen Steinkohlenbergbau; — ferner das auf S. 397 in Anm. <sup>1)</sup> angeführte Buch von H. Bansen, S. 49 u. f.

**60. — Wagenkasten.** Beim Wagenkasten ist die Querschnittsform, die Größe der Abmessungen nach Länge, Breite und Höhe, der Fassungsraum und der zur Herstellung verwandte Werkstoff von Bedeutung. Eine Anzahl von Bauarten wird durch Abb. 464 *a—g* veranschaulicht. Die Wagen *b* bis *g* lassen sämtlich das Bestreben erkennen, den Wagenkasten seitlich über die Räder herausragen zu lassen und so nicht nur die Rad- und Achslager besser gegen Verschmutzen durch herabfallendes Fördergut zu schützen, sondern auch bei nicht zu großer Spurweite einen möglichst großen Fassungsraum für den Wagenkasten zu erzielen. Die Wagen *b* und *c* fassen weniger als der Wagen *e*, vermeiden aber dessen einspringende Ecken, die trotz starker Abrundung dem Verschleiß stark ausgesetzt sind, namentlich bei der Erz- und Bergförderung. Sehr empfehlenswert ist der Muldenwagen *d*, der den Vorzug guter Raumausnutzung mit den weiteren Vorteilen der Standicherheit, des geringen Verschleißes und der leichten und vollständigen Entleerung sowie der bequemen Reinigung vereinigt. Letztere Vorteile ergeben sich aus dem Fehlen der Ecken, die immer die schwachen Stellen des Wagens sind und zum Festsetzen von Teilen des Inhalts Veranlassung geben, namentlich bei Förderung feuchter Massen, zu denen z. B. Waschberge und Kohlen aus Abbauen mit Berieselung stets zu rechnen sind. Beim Wagen *f* ist die hohe Schwerpunktlage ungünstig; außerdem teilt er mit dem Wagen *a* den Nachteil des geringeren Fassungsraumes. Wagen *g* zeigt die Übelstände der einspringenden Ecken in verstärktem Maße, da er auch besonders schwierig zu reinigen ist.

Was die Abmessungen betrifft, so sind vom Standpunkte einer guten Ausnutzung der Schachtscheibe aus hohe und kurze Wagen vorzuziehen. Auf der andern Seite kann es freilich für flache und mäßig geneigte Lagerstätten günstig sein, wenn man mit den Wagen bis unmittelbar vor den Abbaustoß fahren kann. Bei der jetzt allgemein eingeführten Abbauförderung mit Rutschen oder Bändern ist jedoch die Höhe des Wagens nicht mehr nachteilig, so daß der für die Schachtförderung günstige hohe Wagen sich durchgesetzt hat, soweit die Rücksicht auf Gesteinsbetriebe nicht hindert.

Der Fassungsraum des Wagens soll zu seinem Gewicht in möglichst günstigem Verhältnis stehen. Dieser Forderung läßt sich dadurch entsprechen, daß der Wagen möglichst leicht gebaut wird und einen möglichst großen Fassungsraum erhält, da große Wagen (vgl. Ziff. 68) ein günstigeres Verhältnis von Tot- zu Nutzlast zeigen als kleine. Doch ergeben sich für den Steinkohlenbergbau Schwierigkeiten, da das geringe spezifische Gewicht des Förderguts von vornherein ein ungünstiges Verhältnis zwischen Tot- und Nutzlast mit sich bringt, außerdem aber auch die starke Beanspruchung der Wagen durch die Lokomotivförderung mit ihren großen Geschwindigkeiten, durch die mechanischen Aufstoßvorrichtungen bei der Schachtförderung, durch die Bergförderung mit ihren Kippvorrichtungen usw. kräftig gebaute Wagen notwendig macht. Daher gestattet die Notwendigkeit, den Wagenkasten entsprechend zu versteifen, nicht die Ausnutzung des an sich bei größeren Wagen günstigeren Gewichtsverhältnisses, das auch für die Schachtförderung mit ihren immer größer werdenden Teufen von großer Bedeutung sein würde. Der andere Nachteil großer Wagen, daß sie vom Schlepper größere Kraftanstrengung erfordern, hat heute seine Bedeutung

mehr und mehr verloren, da die Schlepperarbeit in großem Umfange durch mechanische Hilfsmittel aller Art ausgeschaltet ist und außerdem das Bestreben herrscht, die Wagenförderung oberhalb der Hauptfördersohle nach Möglichkeit auszuschalten (vgl. Ziff. 58).

Günstiger liegen die Verhältnisse im oberschlesischen Steinkohlenbergbau mit seinen größeren Flözmächtigkeiten, besonders aber im Kalisalz- und Erzbergbau, wo das höhere spezifische Gewicht des Fördergutes größere Ladegewichte ermöglicht und daher Wagen mit 1—2 t Inhalt schon früher häufiger verwandt wurden. Aber auch der Ruhrkohlenbergbau hat unter dem Zwange der Verhältnisse, insbesondere der größeren Schachtteufe, seine Wagen ständig vergrößert, so daß heute der 750 l-Wagen (mit 650 kg Inhalt) die Regel bildet und größere Wagenbauarten bereits auf verschiedenen Anlagen laufen. Die von der Normung erfaßten Muldenwagen sind mit ihren Abmessungen und Leergewichten in folgender Zahlentafel zusammengestellt:

Wagengröße	Abmessungen			Nutzinhalt l	Leergewicht kg
	Länge mm	Breite mm	Höhe mm		
DIN Berg 550	1700	800	1000	750	535
" " 551	1800	801	1075	875	616
" " 552	1900	802	1150	1000	720

Wie man sieht, hat der Normenausschuß die Breite für alle Größen beibehalten; die Vergrößerung des Fassungsraumes wird nur durch größere Längen und Höhen erreicht.

Auf älteren Schachtanlagen hat man sich vielfach mit einfacher Erhöhung des Wagenkastens durch einen aufgenieteten Flacheisenrand geholfen.

Der Inhalt des Wagenkastens wird in Litern angegeben, so daß sein jeweiliges Gewicht sich nach dem Schüttgewicht des Fördergutes richtet, das

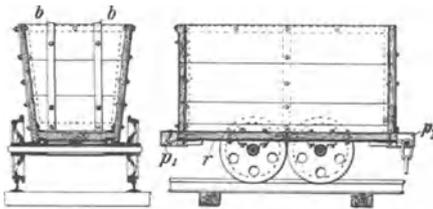


Abb. 465. Hölzerner Förderwagen.

für Steinkohlen mit 0,8—0,85 kg/l, für Versatzberge mit 1,5—1,6 kg/l eingesetzt werden kann. Für Wagen mit Kohlenfüllung kann man aber wegen der beigemengten Berge und der durch die Rüttelbewegung beim Fahren dichteren Lage des Fördergutes mit 0,9 kg/l rechnen.

Für die Förderung in Zügen mit Pferden oder Lokomotiven bieten

große Wagen den Vorteil der Verkürzung der Züge, woraus sich dann wieder eine geringe Entgleisungsgefahr, kleinere Bahnhöfe und Füllörter, geringerer Bedarf an Kuppelvorrichtungen und geringerer Zeitverlust durch das Kuppeln und den Verschiebebetrieb ergeben. Allgemein ist die Verwendung schwerer Wagen durch die leichtere Beweglichkeit infolge der Verbesserungen in der Bauart der Radsätze und im Verlegen des Gestänges begünstigt worden.

Der Wagenkasten kann aus Holz oder Stahlblech hergestellt werden. Hölzerne Kasten (Abb. 465) haben den Vorteil der Billigkeit. Sie verschleifen allerdings schneller, namentlich bei Erz- und Bergförderung, können aber durch Erneuerung der verschlissenen Bohlen leicht und billig ausgebessert

werden. Nachteilig ist dagegen ihr geringer Widerstand gegen Feuchtigkeit, ihre geringe Festigkeit und ihr zunehmendes Gewicht, da sich das Holz mit Feuchtigkeit vollsaugt und dadurch wesentlich schwerer wird. Daher bevorzugt der Großbetrieb im Steinkohlen-, Salz- und Erzbergbau, der seine Wagen stark beanspruchen muß und sie gut ausnutzen kann, Wagen aus Stahl, während auf kleineren Erzgruben Holzwagen noch viel in Gebrauch sind. Verschiedentlich wird auch eine Verbindung beider Stoffe angewandt, indem man die Wandungen aus Blech, den Boden als den am schnellsten abgenutzten Teil aus Holz herstellt.

Versuche mit Wagen aus Leichtmetall (Duralumin, Lantal u. a.) haben bisher trotz des auf etwa 40% herabgedrückten Gewichts keinen Eingang gefunden, da sie bei etwa achtfachem Preise gegenüber Stahlblechwagen sich als nicht genügend widerstandsfähig gegen salzige und saure Grubenwasser und sonstige chemische Einwirkungen erwiesen haben.

Zugbeanspruchungen, wie sie bei der Zusammenkuppelung von Wagen zu größeren Wagenzügen auftreten, kann man den Holzwagen, die dagegen

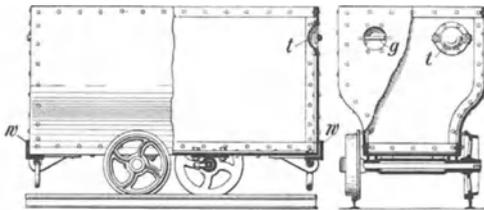


Abb. 466. Förderwagen aus Stahlblech.

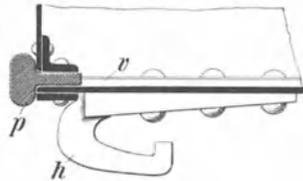


Abb. 467. Haken und Puffer eines Förderwagens.

wenig widerstandsfähig sind, durch ein durchgehendes, untergeschraubtes Flacheisen  $r$  (Abb. 465) abnehmen, das die Kuppelringe oder -haken trägt und den Wagenboden entlastet.

Stahlblechwagen kann man gegen Nässe durch Verzinkung schützen; sie kommt besonders für Steinkohlengruben mit Berieselung in Betracht, da diese dem Rosten wesentlich Vorschub leistet.

Die Wandstärke beträgt für Holzwagen in den Seitenwänden etwa 40, im Boden etwa 60 mm, wogegen man bei Stahlwagen mit 3 bzw. 4 mm auskommt. Holzwagen werden durch Beschläge aus Flach- oder Winkeleisen zusammengehalten und gleichzeitig versteift; Stahlblechwagen bestehen aus einem Gerippe von Profileisen (in der Regel  $\perp$ -Eisen), an das die Bleche angenietet sind, und werden zweckmäßig durch ein um den oberen Rand gelegtes Flacheisen (s. Abb. 466, 468 u. 471) verstärkt.

Heute hat sich im deutschen Bergbau der Muldenwagen mehr und mehr durchgesetzt. Er ist daher auch, wie oben erwähnt, vom Normenausschuß angenommen worden.

Einen Muldenwagen, wie er den DI-Normen entspricht, zeigt Abb. 468 a und b. Der obere, durch den Flacheisenrand  $a$  versteifte und vorn und hinten mit Pufferstücken  $b_1 b_2$  (mit Löchern  $c_1 c_2$  für die Kuppelungen) versehene Wagenkasten ruht mit seinem Muldenboden auf seitlichen Tragwinkeln und einem muldenförmigen, durch Rippen versteiften Mittelstuhl; diese tragenden Teile sind an seitlich angegossene Flanschen der Lagerbüchsen  $d_1 d_2$  geschraubt, die unter sich wieder durch Verschraubungen zu einem einheit-

lichen Untergestell verbunden sind. Der Bügel *e* mit Verstärkung *f* ermöglicht das Einstecken von Mitnehmern für Seilförderung und bildet außerdem eine erwünschte Versteifung der Längswände.

Eine andere Möglichkeit des Abstützens von Mulden-Wagenkasten zeigt Abb. 469; als Puffer dienen auch hier die Kopfbleche *p*.

Während beim Muldenwagen sich notwendigerweise eine besondere Gestellverbindung des Wagenkastens mit dem Radsatz ergibt, ist der Stein-

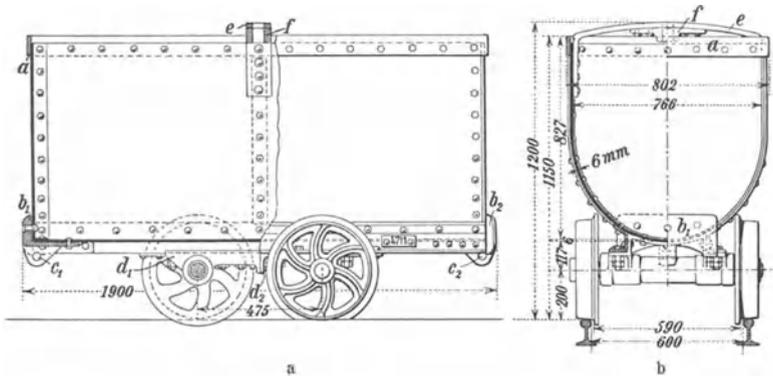


Abb. 468 a und b. Förderwagen nach DIN Berg 552 für 1000 l Inhalt.

kohlenbergmann im übrigen von den früher vielfach üblichen Gestellwagen (Abb. 464 a und f) abgegangen. Das Rahmengestell bietet allerdings die Möglichkeit einer gewissen Unabhängigkeit beider Teile voneinander, die sich besonders darin äußert, daß Prellvorrichtungen an den Gestellköpfen angebracht werden und dadurch den Wagenkasten entlasten können.

Es verteuert aber den Wagen, erhöht ihn und beeinträchtigt infolge der höheren Schwerpunktlage seine Standsicherheit; auch wirkt bei großen Wagen die Pufferung durch ein Gestell nachteilig, da sie zu starken Schwingungen des Wagenkastens auf diesem und entsprechender Lockerung der Verbindung führt.

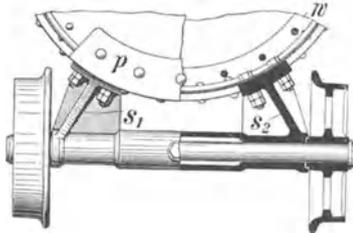


Abb. 469. Geschlossene Lagerbüchse mit angegossenen Lagerstühlen für Muldenwagen.

Eine andere Bauart der Stirnwände zeigt Abb. 467; hier sind zwischen Wagenboden *v* und innerer Winkelleisenversteifung Pufferköpfe *p* eingienietet, während für die Kuppelungen der besonders angenietete starke Haken *h* bestimmt ist. Auch können starke auswechselbare Prellhölzer außen angeschraubt werden. Prellhölzer mit Stahlblechschild zeigt Abb. 465 (*p*<sub>1</sub> *p*<sub>2</sub>).

Da Kautschuk infolge seiner elastischen Nachgiebigkeit gegen Stöße sehr widerstandsfähig ist, so hat man auch diesen Werkstoff für die Pufferung nutzbar gemacht. Abb. 470 zeigt einen dem Obergrat E. Russell patentierten Gummipuffer *c*, der von der Hakenplatte *a* getragen und durch die rahnenförmige Deckplatte *b* festgehalten wird. Auch die Zugkräfte werden hier elastisch aufgenommen: die Zugstange *d* greift mit ihrer Mutter hinter die Platte *e*, die den Gummipuffer *f* zusammendrückt.

Die Kuppelungsvorrichtungen können auch in Ringe eingreifen, die unter dem Wagenkasten hängen.

Neuerdings hat man mit der Herstellung des Wagenkastens und seiner Verbindung mit dem Radsatz durch Schweißen statt durch Nieten gute Erfahrungen gemacht<sup>1)</sup>. Das Schweißen ermöglicht es, einspringende Ecken zu vermeiden und den Wagenkasten inwendig vollständig glatt herzustellen; es verringert ferner das Gewicht um etwa 12—15% und scheint die Haltbarkeit des Wagens im Betriebe, die bei Nietverbindungen durch Lockern der Niete leidet, zu erhöhen. Die Herstellungs- und Ausbesserungskosten stellen sich um etwa 10% geringer als bei genieteten Wagen.

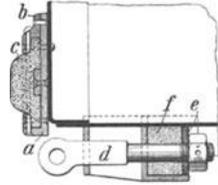


Abb. 470. Gummipuffer für Stirnwand und Zugstange.

Gegenwärtig werden mit Wagenkastens aus Stahlguß Versuche gemacht, die aber noch zu keinem abschließenden Urteil berechtigen.

Von andern Bestandteilen der Wagen sind noch zu erwähnen:

a) Schutzvorrichtungen gegen Handquetschungen der Schlepper, wie sie leicht vorkommen können, wenn die Hände auf den Wagenrand gelegt werden müssen. Einfache Mittel dieser Art sind sog. „Schlepp-

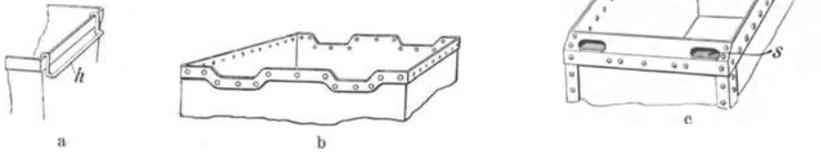


Abb. 471 a—c. Fingerschutz-Einrichtungen bei Förderwagen.

haken“ (*h* in Abb. 471a), Aussparungen in der Oberkante der Stirnwände (Abb. 471b) oder „Taschen“ (*t* in Abb. 466, *s* in Abb. 471c). Bei der letztgenannten Bauart sind überdies die Wagenstirnwände etwas nach innen geneigt, so daß der Schlepper die Hände bequemer in die Taschen als auf die Wagenoberkante legen und an Füllörtern u. dgl. seitwärts neben dem Wagen gehend diesen nach sich ziehen kann, ohne verletzt zu werden.

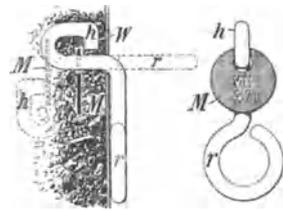


Abb. 472. Sicherung des Nummertäfelchens.

Abb. 473. Gekrüpfter Bügel zur Sicherung der Nummerscheibe.

b) Vorrichtungen gegen betrügerischen Austausch der die Kameradschaft kennzeichnenden Wagennummern. Abb. 472 zeigt z. B., wie die außen hängende Wagennummer durch einen durchgesteckten gekrümmten Riegel *b*, der an der Kette *k* hängt, festgehalten wird; das Herausziehen des Riegels wird durch die auf ihm ruhende Last des Wageninhaltes verhindert. Umständlicher, aber sicherer ist die Befestigung nach Abb. 473. Die Marke *M* wird (s. die gestrichelte Stellung) über den

<sup>1)</sup> S. Zeitschr. d. Oberschles. Berg- und Hüttenmänn.-Vereins 1931, 5. Heft, S. 247 u. f.; Sei b e r t: Azetylengeschweißte Grubenförderwagen.

Hakenansatz  $h$  des gekröpften Bügels gestreift und dieser dann durch Zug am Ringe  $r$  in die ausgezogen dargestellte Lage gebracht. Im deutschen Bergbau haben sich derartige Vorrichtungen wenig eingeführt, da ihre Entfernung über Tage zeitraubend ist und Betrügereien wenig vorkommen, so daß die seit alters übliche Beschriftung der Wagen mit Kreidenummern immer noch vorherrscht.

**61. — Radsatz.** Die Achsen und Räder werden unter der Bezeichnung „Geläufe“ oder „Radsatz“ zusammengefaßt.

Man kann sowohl die Achsen in ihren Lagern als auch die Räder um ihre Achsen sich drehen lassen. Im ersteren Falle ergibt sich jedoch die Schwierigkeit, daß die Räder sich nicht unabhängig voneinander drehen können und daß infolgedessen beim Durchfahren von Kurven das über die äußere Schiene laufende Rad, da es den größeren Weg zu machen hat, durch das innere Rad gebremst wird, was Reibung und Verschleiß erhöht. Bei lose laufenden Rädern wiederum sind die

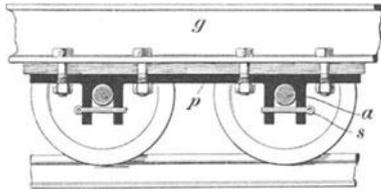


Abb. 474.

Offene Lager, als Rahmen zusammengelassen.

Reibungsflächen zwischen Rädern und Achsen schwer unter Schmiere zu halten und gegen das Eindringen von Staub zu schützen; infolgedessen ergeben sich rasche Abnutzung und vielfach große Ölverluste. Man sucht daher die Vorteile beider Anordnungen zu vereinigen, indem man die „über Kreuz“ liegenden Räder lose laufen läßt und im übrigen die Achsen drehbar verlagert. Ein Beispiel gibt Abb. 477, die gleichzeitig die meist übliche Art der Verbindung zwischen Achsen und Rädern erkennen läßt. Die an einem Ende mit einem Bund  $d$  versehene Achse wird durch beide Räder und Lager hindurchgesteckt und nun das auf dem entgegengesetzten Ende sitzende Rad durch einen Splint  $f$  fest mit der Achse verbunden, die an dieser Seite schwach konisch abgedreht ist. Bei dieser Anordnung ist zwar auch noch ein Verdrehen der lose laufenden Räder gegen die Achsen möglich, doch beschränkt sich dieses, da die Achsen sich gleichfalls drehen, im großen und ganzen auf das Durchfahren von Krümmungen. Neuerdings hat die Erwägung, daß bei den leichtlaufenden Achsen der heutigen Bauarten auch lose laufende Räder im allgemeinen der Drehung der Achsen folgen, dazu geführt, die Achsen beweglich zu lagern und alle vier Räder lose laufen zu lassen, wobei dann die Radnaben entsprechend ausgebildet werden (vgl. Abb. 480 auf S. 408). Zur Sicherung der genauen Parallelrichtung beider Achsen werden vielfach die Achsen selbst (wenn sie fest sind), oder die Lagerbüchsen beider Achsen, wenn diese beweglich sind (s. Abb. 474), zu einem Rahmen zusammengelassen, wodurch gleichzeitig eine gute Versteifung des Wagenbodens erzielt wird (vgl. auch Abb. 468 auf S. 402).

**62. — Lagerung und Schmierung von Achsen und Rädern.**

**Offene Lager.** Die richtige Lagerung beweglicher Achsen und Räder bietet Schwierigkeiten, da sie bei möglichst billiger und leichter Ausführung wenig Verschleiß ergeben und das Eindringen von Staub und Schmutz verhüten soll und dazu eine möglichst gute Ausnutzung und daher sparsame Verwendung der Schmiermittel anzustreben ist.

Die einfachsten, aber auch unvollkommensten Lager sind die offenen. Derartige Lager für Achsen sind in Abb. 474 dargestellt; die Achse  $a$  ist durch einen vorgesteckten Splint  $s$  gegen das Herausfallen beim Anheben des Wagens gesichert. Die Schmierung erfolgt am einfachsten und schnellsten durch Bestreichen mit einem Quast, der in zähe Wagenschmiere getaucht wird. Die Achsen werden von unten, die Räder von der Seite geschmiert. Es muß also zu diesem Zweck der Wagen um  $180^\circ$  oder  $90^\circ$  gedreht werden, was bei schwächerer Förderung während des Ausstürzens des Inhalts der vollen Wagen auf die Schwingsiebe usw. an der Hängebank, bei starker Förderung, wo diese Aufenthalte zu vermeiden sind, mit Hilfe besonderer „Schmierwipper“ geschieht, die zwischen Sturzwipper und Schachtmündung in den Rücklauf der leeren Wagen eingeschaltet werden. Diese Schmierung muß bei dem schnellen Auslaufen der Schmiere aus den offenen Lagern genügend häufig, mindestens einmal in jeder Schicht, stattfinden.

Den offenen Lagern haften die erheblichen Nachteile raschen Verschleißes und großer Schmierverluste an. Diese Nachteile haben sich mit der zunehmenden Größe der Förderwagen und mit den stark gestiegenen Preisen für Schmierstoffe immer stärker geltend gemacht. Daher pflegt man heute für Massenförderung nur noch geschlossene Lager zu benutzen.

**63. — Geschlossene Lager<sup>1)</sup>.** Bei den geschlossenen Lagern ist die Lagerstelle selbst ein Teil der Schmierbüchse. Und zwar kann entweder jede Lagerstelle von einer besonderen Büchse umschlossen werden, so daß sich für einen Wagen vier Lagerbüchsen ergeben; oder es können die beiden Lagerstellen einer jeden Achse durch eine die letztere auf ihre ganze Länge umgebende Büchse verbunden sein. Bei Verwendung von flüssiger Schmiere kann man diese durch Filzstreifen aufsaugen und an die Achse abgeben lassen. Als Beispiel sei das Lager von Lenz (Abb. 475) erwähnt, das aus zwei zusammengewachsenen Teilen besteht. Der hintere ist vierkantig und dient zur Befestigung am Wagen, die bei der in der Abbildung dargestellten Ausführung durch Vermittlung von  $\square$ -Eisen bewirkt ist, die vierkantige Öffnungen zum Durchstecken der Büchsen haben. Die durch beide Teile sich erstreckende Schmierbüchse ist in ihrem unteren Teil mit zwei durch Querkänäle  $c_1—c_4$  unter sich verbundenen Kanälen  $b_1 b_2$  versehen. Alle Kanäle dienen als Ölbehälter. Die Längskänäle  $b_1 b_2$  sind mit Filzstreifen ausgelegt. Zum Schutz gegen das Eindringen von Kohlenstaub usw. von der Vorderseite her ist die Büchse hier mit einem halbzylindrischen Ansatz  $e$  versehen, der über die Radnabe greift.

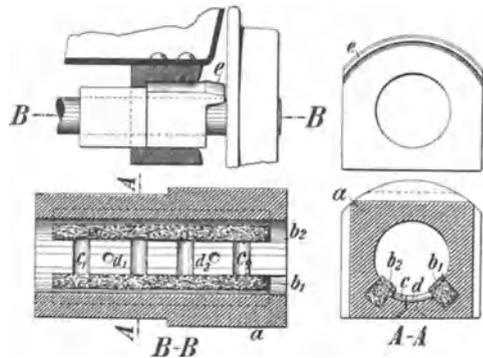


Abb. 475. Geschlossenes Lager von Lenz.

<sup>1)</sup> Näheres s. Bergbau 1930, Nr. 30, S. 445 u. f.; Ostermann: Die Förderwagenlager.

Neuzeitliche Lager dieser Art, die zu den „Wälzlagern“ (s. unten) gehören, sind die in Abb. 476a und b dargestellten Lager der Gußstahlkugelfabrik vorm. Friedr. Fischer in Schweinfurt, und zwar zeigt Abb. 476a ein Kugel-, Abb. 476b ein Tonnenlager. Die Wälzkörper werden durch die Ringe  $r_1$   $r_2$  gehalten. Die beiderseitige Abdichtung erfolgt durch je zwei Filzstreifen  $f$ , die Füllöffnung ist durch eine Schraube  $s$  verschlossen; für die Reinigung ist eine durch eine Schraube verschließbare Bodenöffnung vorgesehen.

Beispiele für Lagerbüchsen, die die ganze Achse umschließen, bieten die Abbildungen 477, 479 und 480. Als Schmierebehälter dient der ganze, die Achse umgebende Raum. Zur Verringerung des Verschleißes wird vielfach der obere Teil des Lagers mit Lagermetall ausgegossen; auch greift wie beim Lenzschen Lager die Büchse mit einem Ansatz über die Radnabe. Die Befestigung des Lagers am Wagen wird durch angegossene Flanschen ( $b$  in Abb. 477, s. auch Abb. 468) bzw. Lagerstühle  $s_1$   $s_2$  (Abb. 469)

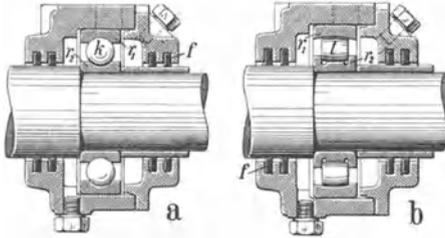


Abb. 476 a und b.  
Kugel- und Tonnenlager für je eine Lagerstelle.

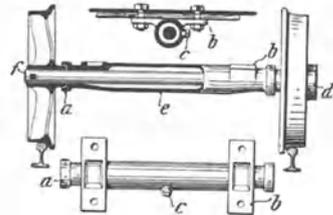


Abb. 477.  
Achsagerbüchse.

vermittelt. Zur Füllung dient eine seitliche, für gewöhnlich durch eine Schraube geschlossene gehaltene Öffnung.

Zur weiteren Verringerung des Verschleißes und der Reibung werden auch solche Lagerbüchsen heute vielfach mit Wälzlagern ausgerüstet, indem man die Achse zwischen Stahlrollen oder Stahlkugeln laufen läßt und so an die Stelle der gleitenden Reibung zwischen Achse und Lager diejenige der geringeren rollenden (wälzenden) Reibung zwischen der Achse und den Rollen treten läßt. Die Hauptschwierigkeit besteht bei einem Rollenlager in der Erhaltung der Rollen in genau paralleler Lage trotz aller Stöße und Erschütterungen, weil sonst Klemmungen eintreten, die sofort eine sehr starke Vergrößerung der Reibung zur Folge haben und leicht zu Brüchen führen. Auch dürfen die Rollen sich nicht berühren und müssen möglichst leicht beweglich und gut gehärtet sein. Zwei Bauarten von Rollenkorben werden durch Abb. 478 veranschaulicht. Bei beiden liegen die Rollen  $r$  zwischen Ringen  $s_1$  und  $s_2$ , die durch Längsbolzen  $b$  miteinander verbunden sind. Die Ringe haben in Abb. 478a Aussparungen für die Rollen, die zylindrische Form haben; man vermeidet hierbei eine Schwächung der Rollen, erschwert aber andererseits ihre freie Drehung. Der Rollenkorb nach Abb. 478b zeigt in den Ringen  $b$  Einbuchtungen, in denen die Rollen mit Spitzen laufen. Diese Bauart setzt die Reibung der Rollen in ihren Lagern auf ein Mindestmaß herab, beansprucht sie aber wegen der Kleinheit der seitlichen Druck-

flächen stark bei Seitendrücken, wie sie beim seitlichen Schleudern des Wagens, beim Durchfahren von Krümmungen usw. auftreten. Beide Rollenkörbe bieten den Übelstand, daß zum Auswechseln beschädigter Rollen die Verbindungsbolzen zerschnitten werden müssen. Diesen Nachteil vermeidet der aus Abb. 479 ersichtliche, aus Temper- oder Stahlguß hergestellte Gitterkorb, in den die Rollen einfach von außen lose eingelegt werden können.

Das Eisenwerk Böhmer in Witten und die Firma Becker & Co. in Hattingen versehen die Rollen mit spiralförmigen Schmiernuten. Der von Maschineninspektor Leyendecker angegebene Rollenkorb besteht einfach aus einem Ring mit angelegten Fingern, auf die die Rollen mit entsprechenden Aussparungen gesteckt werden.

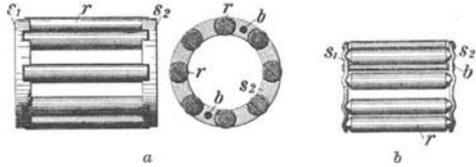


Abb. 478 a und b. Rollenkörbe der Wittener Stahlformgießerei.

Neuerdings legt man auch auf Verringerung der Seitenreibung Wert, wie sie durch den nach innen gerichteten Druck der kegeligen Laufflächen der Räder erzeugt wird und beim Schleudern des Wagens verstärkt auftritt. Mittel dazu sind das Wälzlager (Rollen- oder Kugellager), die Druckkopflagerung und das Spiralnutenlager.

Beispiele für vollständige Achsenlager zeigen die Abbildungen 479 und 480. Die Seitendrücke werden durch die Kugellager *k* aufgenommen, die zwischen

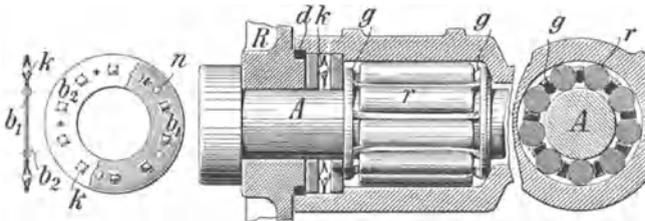


Abb. 479. Rollenlager der Bergischen Stahlindustrie.

zwei Ringscheiben laufen und zwischen den Blechringen *b*<sub>1</sub> und *b*<sub>2</sub> durch deren Aufbörtelungen festgehalten werden. Gegen das Eindringen von Staub und das Austreten von Schmiere schützt der federnde Klemmring *d*, der um die Nabe des Rades *R* herumgreift.

Eine andere Ausführung für die Aufnahme des Seitendruckes zeigt Abb. 481; der Ring *r*<sub>3</sub>, in dessen Aussparungen die Rollen *w* laufen, liegt zwischen den Ringen *r*<sub>1</sub> und *r*<sub>2</sub>.

Die in Abb. 480 wiedergegebene Lagerung nach Schneider (DRP. 462475), wie sie die Pffingstmann-Werke in Recklinghausen bauen, zeigt lose laufende Räder. Die Achsbüchse *a* greift mit dem angeschraubten Winkelring *b* über den Ring *c*, der in einer Innennut den Filzring *d* trägt. Die Radnabe *e* faßt mit ihrem Bund *f* von innen hinter den Ring *c*. Der Ring *g* schließt das Rollenlager nach außen hin ab, läßt aber Schmiere zu der innen als Gleitlager ausgebildeten Nabe treten. Der Seitendruck wird durch die beiden kugelförmigen Druckköpfe *e*<sub>1</sub> *e*<sub>2</sub> aus gehärtetem Stahl aufgenommen.

Auch die Stahlräder-G. m. b. H. in Düsseldorf liefert Wälzlager-Radsätze.

Kugellager<sup>1)</sup> verringern den Reibungswiderstand um etwa 20—25% gegenüber den Rollenlagern; sie verbrauchen außerdem weniger Schmierfett und sind nachgiebig gegenüber sich durchbiegenden Achsen. Andererseits sind sie gegen Stoßbeanspruchungen empfindlicher und nicht unerheblich teurer. Ihre Verwendung bringt daher keine Vorteile, wenn nicht die Betriebskraft für die Förderung sehr teuer ist oder es sich um sehr große Wagen handelt.

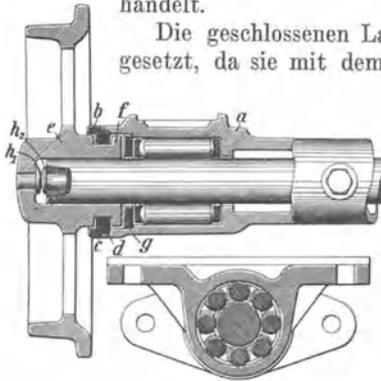


Abb. 480.  
Schneider-Radsatz.

Die geschlossenen Lager haben sich heute allgemein durchgesetzt, da sie mit dem sparsamen Schmierfettverbrauch den Vorteil der wesentlich kleineren Reibung und des erheblich verringerten Verschleißes der reibenden Teile ver-

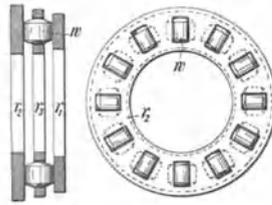


Abb. 481. Nebendruck-Rollenlager der  
Stahlwerke Brüninghaus.

binden. Auch verringern sich die Ausgaben für Löhne, da der Schmieresvorrat nur alle 3—6 Wochen erneuert zu werden braucht. Nachteilig ist jedoch, namentlich bei den die ganze Achse umschließenden Büchsen, daß Verschmutzungen und Beschädigungen der Lager und Achsen länger verborgen bleiben und so starken Verschleiß und große Kraftverluste bewirken können. Die Vermeidung dieser Nachteile erfordert durchaus eine sorgfältige Überwachung der sämtlichen Wagen; insbesondere ist der Tag der letzten Schmierung in irgendeiner Weise am Wagen zu vermerken. Ein anderes Mittel der Überwachung ist die öftere Feststellung des Reibungswiderstandes durch einfache Mittel, über die weiter unten (Ziff. 81) gesprochen werden wird.

Die Füllung der Lagerbüchsen mit Schmiere erfolgt von Hand oder auf mechanischem Wege. Bei letzterem Verfahren, das heute nicht nur wegen der rascheren Durchführung und dementsprechenden Lohnersparnis, sondern auch wegen der Vermeidung von Fettverlusten die Regel bildet, kann man sich der Zylinder von abgeworfenen Dampf- oder Preßluftmaschinen als Schmierbehälter bedienen und die Schmiere durch den Kolben, der von der Kolbenstange eines zweiten Zylinders vorgeschoben wird, oder einfacher durch unmittelbaren Luftdruck in die Lager pressen lassen. Eine gut durchgebildete und bewährte Einrichtung dieser Art ist die durch Abb. 482 veranschaulichte SparschmierVorrichtung von P. Stratmann & Co., G. m. b. H., Dortmund. Der etwa 200 kg fassende zylindrische Fettbehälter *a* steht durch die Leitung *b*

<sup>1)</sup> Vgl. die Abbildung eines Kugellager-Radsatzes in den früheren Auflagen dieses Bandes.

unter Preßluftdruck, der das Fett durch das am Boden des Behälters mündende Steigrohr *c* nach Öffnen des Hahnes *d* in die Füllvorrichtung *e*<sub>1</sub> drückt. Diese wird durch den Handhebel *f* betätigt, der dem Druck des zugeführten Fettes abwechselnd Zutritt auf die Vorder- und Hinterseite eines in dem unteren Zylinder *e*<sub>2</sub> sich bewegenden Kolbens verschafft, so daß jedesmal eine dem Zylinderinhalt entsprechende Fettmenge in den zur Achsbüchse führenden Anschlußschlauch *g* gepreßt wird. Der Inhalt des Zylinders *e*<sub>2</sub> ist so bemessen, daß ein Kolbenhub zur Ergänzung des Fettvorrats beim regelmäßigen Nachfüllen ausreicht, während für das Füllen der ganz leeren Achsbüchsen bei neuen Wagen ein Doppelhub erforderlich ist. Für die kalte Jahreszeit ist die Heizschlange *h* sowie die Preßluftleitung *i* vorgesehen; letztere ermöglicht das Ausblasen der Steigleitung und der Füllvorrichtung, um ein Einfrieren zu verhüten. Zur weiteren Beschleunigung des Füllens dient die Ausbildung der das Füllloch in der Achsbüchse verschließenden Schrauben als Hohlkörper (Abb. 483) mit einem durch eine Feder angepreßten Kugelverschluß, der beim Füllvorgang durch einen entsprechenden Ansatz am Mundstück des Füllschlauches zurückgedrückt wird.

Die Schmiere darf nicht zu dünnflüssig sein, weil dann leicht Verluste eintreten, und andererseits nicht zum Festwerden oder Verharzen neigen; auch muß sie säurefrei sein. Heute wird Stauffer-Fett oder ein ähnliches Schmierfett bevorzugt.

**64. — Achsen und Räder.** Die Achsen werden ihrer starken Beanspruchung halber jetzt stets aus Stahl hergestellt; die tragenden Lagerflächen werden in der Regel gehärtet. Für die Büchsen kommt getempertes, zähes Gußeisen oder getemperter Stahlguß in Betracht.

An die Förderwagenräder werden ganz besonders hohe Ansprüche gestellt, da sie nicht nur durch die Stöße bei der Streckenförderung, sondern auch durch hartes Aufsetzen bei der Bremsberg- und Schachtförderung beschädigt werden können. Zudem sind sie dem Verschleiß erheblich unterworfen, weil sie wegen ihres geringen Durchmessers eine verhältnismäßig sehr große Anzahl Umdrehungen machen müssen. Versuche mit Wagen im Braunkohlenbergbau<sup>1)</sup> haben ergeben, daß die Vergrößerung des Raddurchmessers für die Verringerung der Reibungswiderstände wichtiger sein kann als eine gewisse Verbesserung der Lager. Im Laufe der Zeit sind an die Stelle der einfach und billig herzustellenden, aber zu spröden Gußeisenräder Räder aus Gußstahl und später solche aus getempertem Gußstahl getreten.

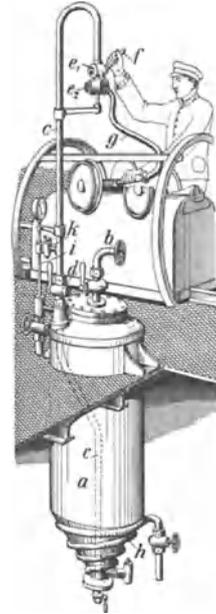


Abb. 482. Förderwagen-Schmiervorrichtung mit Druckluftbetrieb.

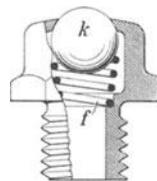


Abb. 483. Verschlusschraube mit Kugelventil.

<sup>1)</sup> Braunkohle 1928, Heft 52, S. 1161 u. f.; Dr. Voigt: Wirtschaftlicher Vergleich zwischen Gleit- und Rollenlagern.

Die arbeitenden Teile des Rades sind Nabe, Laufkranz und Spurkranz. Die Verbindung von Nabe und Laufkranz wird durch Speichen oder Scheiben hergestellt, wonach man „Speichenräder“ und „Scheibenräder“ unterscheidet. Die Speichenräder für Förderwagen sind von der Normung erfaßt, die Laufkranzdurchmesser von 350, 375 und 400 mm festgelegt hat. Die Speichen sind leicht gekrümmt, um ihnen eine gewisse Durchfederung bei senkrechten Stößen zu ermöglichen. Bei den Scheibenrädern (vgl. Abb. 465 auf S. 400) ist die Radscheibe mit 4—6 Kreislöchern versehen, die das Gewicht verringern und die Haltbarkeit erhöhen sollen, indem schädliche Spannungen beim Guß vermieden werden, und die auch das Durchstecken von Bremsknüppeln ermöglichen.

Die Nabe darf nicht zu schmal sein, sondern soll den Raddruck zwecks geringeren Verschleißes auf eine größere Fläche verteilen. Der Laufkranz wird schwach konisch hergestellt, damit er sich fest gegen den Innenrand der Schiene legt und so ein seitliches Schlingern der Wagen vermieden wird; auch wird auf diese

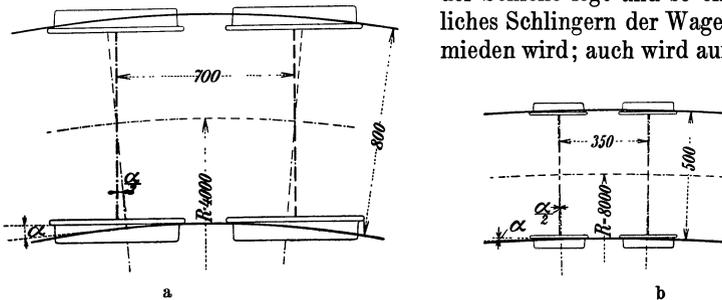


Abb. 484 a und b. Ablenkungswiderstand in Kurven bei weitem und engem Radstand, großer und kleiner Spurweite und kleinem und großem Krümmungshalbmesser.

Weise der Spurkranz vor seitlichem Verschleiß geschützt. Die Spurhaltung soll also in der Hauptsache durch den Laufkranz selbst bewirkt und nur bei Entgleisungsgefahr und beim Durchfahren von Weichen und Krümmungen vom Spurkranz übernommen werden.

Für die lose auf der Achse laufenden Räder hat man früher zahlreiche besondere Bauarten<sup>1)</sup> vorgeschlagen. Diese haben sich jedoch bei uns im allgemeinen wegen ihres hohen Preises für den Grubenbetrieb nicht einführen können; sie kommen nur für sehr schwere Wagen in Betracht, für die sich höhere Ausgaben für die Räder bezahlt machen. Außerdem ist ihre Bedeutung nach der Einführung der Wälzlager für die Achsen aus dem oben (Ziff. 61) erwähnten Grunde geringer geworden, so daß man sich im Steinkohlenbergbau meist mit einer einfachen Ausführung nach Abb. 480 auf S. 408 begnügt.

Beim Geläuf, im ganzen betrachtet, sind zwei Maße wichtig: der Abstand der Achsen oder der „Radstand“ und die Entfernung zwischen den Innenkanten der Schienenköpfe oder die „Spurweite“. Der Radstand muß mit der Länge des Wagens innerhalb gewisser Grenzen zunehmen, um dem Schaukeln des Wagens entgegenzuwirken. Er wird aber möglichst eng gehalten, da ein größerer Abstand der Räder in Gleiskrümmungen infolge des größeren

<sup>1)</sup> Vgl. die Abbildungen in der vorigen Auflage dieses Bandes.

Ablenkungswinkels  $\alpha$  gemäß Abb. 484 a stärkere Klemmungen verursacht. Für die genormten Muldenwagen ist der Radstand, wie Abb. 468 auf S. 402 erkennen läßt, auf 475 mm festgelegt worden. Die Spurweite muß um der Standsicherheit des Wagens willen in gewissem Maße der Wagenbreite folgen, soll aber gleichfalls wegen des möglichst leichten Durchfahrens von Gleiskrümmungen möglichst beschränkt werden, da sonst gemäß Abb. 484 infolge des Bestrebens der beiden Achsen, sich schief zueinander zu stellen, stärkere Klemmwirkungen eintreten. Heute sind die Spurweiten für die unterirdische Förderung, für die früher zahlreiche Abweichungen bestanden, auf 500 und 600 mm durch Normung festgelegt worden. Wie Abb. 468 auf S. 402 zeigt, beläßt man zwischen den Innenkanten der Laufkränze und denjenigen der Schienenköpfe einen Spielraum von beiderseits 5 mm.

**65. — Besondere Wagenformen.** Die Verwendung von Wagen mit abweichender Bauart wird teils durch ungünstige Querschnitt- oder Höhenverhältnisse von Strecken und Abbauräumen, teils durch die Rücksicht auf besondere Zwecke, denen die Wagen dienen sollen, wünschenswert.

In ersterer Hinsicht sind zu erwähnen Wagen, die besonders schmal oder niedrig gebaut sind. Beispiele liefern die aus Holz hergestellten, langen

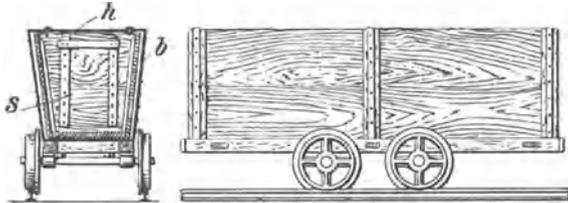


Abb. 485. Hölzerner kleiner Förderwagen („Teckel“).

und niedrigen Wagen, die verschiedentlich noch (unter dem Namen „Teckel“) auf Ruhrkohlengruben mit steilgelagerten dünnen Flözen für die Abbau-streckenförderung benutzt werden (Abb. 485). Die Kopfwände können der bequemen Entleerung halber durch Schieber *s* gebildet werden.

Als Wagen für besondere Zwecke kamen früher im Steinkohlenbergbau in erster Linie die für die Bergförderung bestimmten und für bequeme Entleerung eingerichteten Förderwagen in Betracht. Gekennzeichnet waren diese durch bewegliche Kopf- oder Seitenwände oder durch Schwenkbarkeit des ganzen Wagenkastens in Verbindung mit Beweglichkeit der einen oder anderen Wandung<sup>1)</sup>. Heute sind sie aber durchweg durch die gewöhnlichen Förderwagen in Verbindung mit Kippvorrichtungen (Ziff. 66) ersetzt.

Holzwagen bestehen aus einfachen Fahrgestellen mit Seitenstützen (Rungen). Abb. 486 zeigt eine Ausführung mit einem flußeisernen Kasten-träger als Boden und  $\square$ -Eisen  $r_1 r_2$  als Rungen; der Schäkel *s* ermöglicht das Festhalten der Hölzer durch Umschlingen mit einer Kette.

**66. — Entleerung von Förderwagen mit Versatzbergen<sup>2)</sup>.** Die in Ziff. 65 erwähnten Kippvorrichtungen für Wagen mit Versatzbergen können zunächst Kopf- oder Kreiselwipper sein. Jedoch ist das Anwendungsgebiet

<sup>1)</sup> Abbildungen in den früheren Auflagen dieses Bandes.

<sup>2)</sup> Vgl. auch Glückauf 1922, Nr. 38, S. 1141 u. f.; J. Heinrich: Die im rheinisch-westfälischen Steinkohlenbergbau verwendeten Bergkippvorrichtungen.

beider Kippvorrichtungen beschränkt. Kopfwipper verlangen um so steileres Einfallen, je geringer die Flözmächtigkeit ist, und müssen außerdem immer am Ende der Förderbahn liegen, eignen sich also nicht für den Fall, daß der nächsthöhere Abbaustoß dem Kipper voreilt. Kreiselwipper der gewöhn-

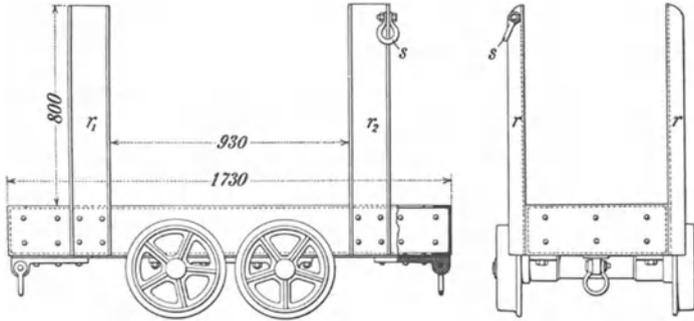


Abb. 486. Holzwagen aus Profileisen.

lichen Bauart kommen nur für große Flözmächtigkeiten und nicht zu flaches Einfallen in Betracht.

Einen vereinfachten Kreiselwipper für eine Drehung um etwa  $120^\circ$  zeigt Abb. 487 in seiner Verwendung für ein steiler einfallendes Flöz von geringer

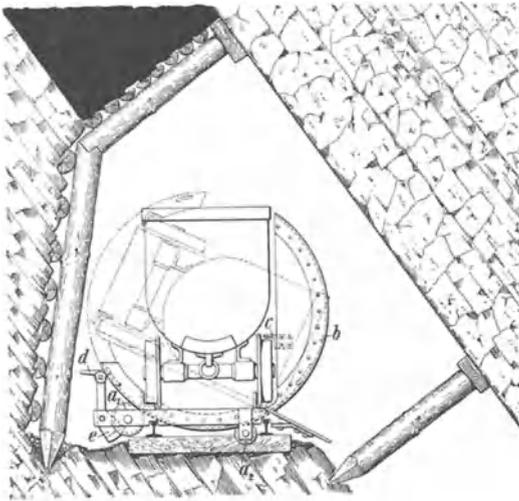


Abb. 487. Vereinfachter Kreiselwipper von  
Heinr. Korfmann jr.

Mächtigkeit. Die auf den Rollen  $a_1$   $a_2$  sich abwälzenden Halbringe  $b$  halten den auf einer Blechrampe auflaufenden Wagen mit den über die Laufkränze greifenden Winkeln  $c$  fest. Das Kippen erfolgt durch Druck auf den Hebel  $d$ , wodurch ein in einen Schlitz des Wipperkranzes greifender und für gewöhnlich durch das Gegengewicht  $e$  angedrückter Riegel zurückgezogen wird. Der Wagen entleert seinen Inhalt über eine mit dem Wippergestell vernietete Schurre. — Ähnlich gebaute Wipper liefern die  
Maschinenfabrik

Hausherr, Hinselmann & Co., G. m. b. H., Essen und W. Peyinghaus in Volmarstein. Sie sind auch für flaches Einfallen geeignet.

Neuerdings sind für den Rutschenbau in flach gelagerten Flözen, der große Bergemengen verlangt, zahlreiche besondere Kipperformen ausgebildet

worden. Zu unterscheiden sind dabei Flach- und Hochkipper, je nachdem die Teilstrecke im Hangenden oder im Liegenden nachgerissen wird.

Die einfachste Form des Flachkippers ist der einseitige Schienenaufsatz, der, mit Rampenstücken für das Auf- und Ablaufen der Wagen versehen, an der Oberstoßschiene festgeklemmt wird und das einfache Umwerfen des Wagens ermöglicht<sup>1)</sup>. Er beansprucht aber den Wagen stark und erfordert großen Kraftaufwand für das Heraufschieben des Wagens auf die Kippschiene, für das Umwerfen und auch besonders für das Wiederaufrichten des Wagens, zumal dieser dabei meist erst wieder eingeleist werden muß. Auch eignet die Vorrichtung sich nicht für das Durchfahren von Wagen zum Streckenvortrieb u. dgl. Daher wird bei der Ausführung nach Abb. 488 das einseitige Heben des Wagens vermieden. Er wird hier durch eine auf das Gleis gelegte Hilfsweiche *a* nach dem Oberstoß hin abgelenkt, in einen leichten Kipprahmen *b* eingefahren, der durch einen über die Laufkränze der Räder am Oberstoß greifenden Winkel den Wagen festhält, und mittels des gekrümmten Bügels *c* gekippt, wobei dieser um die Drehzapfen *d* schwingt. Durch Anordnung einer gleichen Weiche an der Ablaufseite wird das Durchfahren von Wagen ermöglicht.

Unter den Hochkippern ist der in Abb. 489 dargestellte für die Überwindung geringer Höhenunterschiede bestimmt. Hier wird wieder mit einseitiger Erhöhung gearbeitet, die durch das auf die Oberstoßschiene gelegte Flacheisen *a* ermöglicht wird, das mit den Rampenstücken *b*<sub>1</sub> *b*<sub>2</sub> versehen ist und durch die Klammern *c*<sub>1</sub> *c*<sub>2</sub> festgehalten wird. Der angehobene Wagen legt sich mit den Rädern auf das schräge Blech *d* und mit dem Kasten auf die Walze *e* und nimmt diese zwischen Wagenkasten und Radsatz; er wird dann mit der Walze auf den beiden



Abb. 488. Flachkipper der Kommanditgesellschaft H. Schwarz.

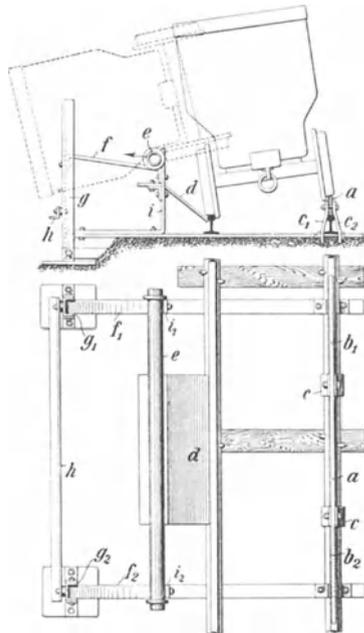


Abb. 489. Wagenkippvorrichtung von Hausherr, Hinzelmann & Co.

<sup>1)</sup> Abbildungen in den früheren Auflagen dieses Bandes

Flacheisen  $f_1/f_2$  nach vorn und noch etwas aufwärts geschoben und auf das zur Rutsche überleitende Trichterblech gekippt. Zum Anheben kann an Stelle der Auflaufschiene auch ein Preßluftzylinder benutzt werden, der senkrecht über der äußeren Schiene an der Zimmerung befestigt wird; in diesem Falle

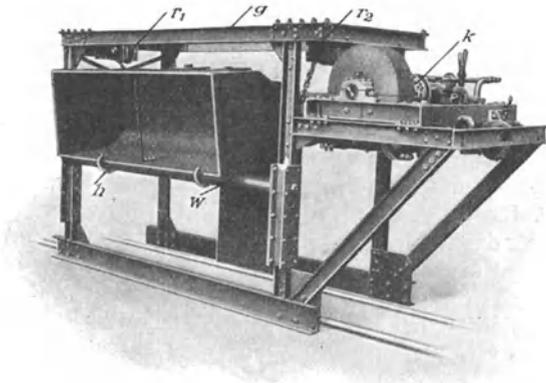


Abb. 490. Kipprahmen Beien-König.

besteht die Möglichkeit freier Durchfahrt. — Die nach einem Patent des Bergwerksdirektors Kö-

nig gebaute Kippvorrichtung der Maschinenfabrik Beien (Abb. 490) zieht den Wagen mittels eines durch Druckluft betriebenen Kettenhaspels  $k$  hoch, der zwei in die beiden Wagenringe eingehängte und über die Rollen  $r_1, r_2$  laufende Ketten bewegt, und kippt ihn dadurch über eine Walze  $w$ , wobei

der Wagen durch zwei Haken  $h$ , die an der Walze drehbar befestigt sind, gehalten wird. Diese Anordnung ist allerdings umständlicher und schwerfälliger, bietet aber den Vorteil, daß die Durchfahrt frei bleibt, die Bedienungsleute vollständig entlastet werden und der Wagen nach Bedarf auf verschiedene Höhen gehoben werden kann. Auch kann der Motor zum Umsetzen des Kippers verwandt werden, indem er diesen durch Vermittlung einer an der Stirnseite vorgelagerten Rolle, die dann als Kettenrolle dient, vorwärts zieht.

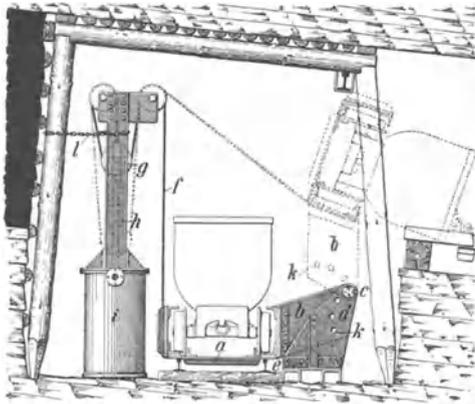


Abb. 491. Hochkipper mit Seilzug,

Eine andere Gruppe von Hochkippern arbeitet mit Preßluftzylindern, deren Kolbenhub auf ein Zugseil übertragen wird. Ein Beispiel gibt Abb. 491 (vgl. auch Abb. 419 auf S. 355). Der Bergewagen fährt auf das leichte Rahmengestell  $a$  auf, das mit Hilfe eines ange Nieteten Flügelblechs  $b$  um die Achse  $c$  drehbar ist, welche letztere auf der Konsole  $d$  verlagert ist. Bei  $e$  greift das unter dem Gestellrahmen durchgeführte Zugseil  $f$  an, das durch Vermittlung einer festen Rolle über die Flaschenzugrolle  $g$  läuft; diese ist auf der Kolbenstange  $h$  verlagert, die durch das Spiel des im Zylinder  $i$  laufenden Kolbens auf und ab bewegt wird. Die Löcher  $k$  ermöglichen eine Einstellung der

Kippachse auf verschiedene Höhen und damit Anpassung an verschiedene Flözmächtigkeiten. Das die Rollenführung tragende Rahmengestell ist mit der Kette *l* an der Zimmerung des Oberstoßes verankert.

Der auf dem gleichen Grundgedanken beruhende Kipper der Maschinenfabrik Mönninghoff in Bochum (DRP. 510403) zeigt die Besonderheit, daß der die Kippachse tragende Bock quer zur Strecke verschoben werden kann und außerdem die Kippachse auf zwei im Winkel zueinander stehenden Schraubenspindeln ruht. Durch diese Verstellungsmöglichkeiten kann der jeweiligen Flözmächtigkeit und der Lage des Streckenprofils im Flöze Rechnung getragen werden.

Ein neuerdings von der Kommanditgesellschaft H. Schwarz unter dem Namen „Teleskopkipper“ auf den Markt gebrachter Hochkipper arbeitet ohne Seil und ersetzt es durch drei Kolben, die sich teleskopartig aus dem Kippzylinder herauschieben und deren oberster mittels einer Gelenkverbindung unmittelbar sowohl ein Rahmengestell mit dem Förderwagen als auch den die Berge in die Rutsche leitenden Kipptisch trägt.

67. — **Wagenbeschaffung und -behandlung**<sup>1)</sup>. Die Zahl der zu beschaffenden Wagen (der „Wagenpark“ der Grube) hängt außer von der Größe der Förderung auch von der Ausnutzung der Wagen, d. h. von der durchschnittlichen Zeitdauer eines Wagenumlaufs ab. Diese wird wiederum beeinflußt durch die Länge der Förderwege, durch die für die Strecken- und Schachtförderung angewandten Verfahren, durch die Fördergeschwindigkeiten und durch die Bestände von Vorratwagen, wie sie an den verschiedenen Bahnhöfen und sonstigen Stellen des Grubengebäudes erforderlich werden. Rechnet man beispielsweise mit einer täglichen Förderleistung von 3000 t, die aus zehn Stapelschächten gedeckt werden möge, mit einer durchschnittlichen Entfernung der Stapelschächte vom Füllort von 1000 m, mit einer durchschnittlichen Fahrgeschwindigkeit der Lokomotiven von 3 m/s, einer Wagennutzlast von 0,7 t und einer reinen täglichen Förderzeit von 14 Stunden für die Gestell- und 11 Stunden für die Gefäßförderung<sup>2)</sup>, so ergeben sich etwa folgende Zahlen (s. Zahlentafel auf S. 416).

Tatsächlich werden aber die hier errechneten jährlichen Förderleistungen eines Wagens im Betriebe nicht erreicht, insbesondere nicht auf solchen Schachtanlagen, die zwar in zwei Hauptschichten arbeiten lassen, die Schachtförderung aber nur in einer Schicht betreiben und daher die Wagen schlechter ausnutzen. Für eine Anzahl von Schachtanlagen des Ruhrbezirks ergeben sich beispielsweise jährliche Durchschnittsleistungen, die zwischen 205 und 375 t schwanken, und der Wagenbedarf kann bei einem Wageninhalt von 0,6 t mit etwa 80—90%, bei einem solchen von 0,75 t mit etwa 60—70% der Tagesförderung in Tonnen angenommen werden. Die Zahl der insgesamt im Ruhrbezirk laufenden Förderwagen kann auf annähernd 500000 veranschlagt werden, woraus sich bei einer gesamten Jahresförderung von 115 Mill. t eine jährliche Wagenleistung von rund 230 t ergeben würde.

Bei den großen Fördermengen des Steinkohlenbergbaues ist die Reinigung der Wagenkasten von anhaftendem Fördergut, besonders wenn dieses feucht

<sup>1</sup> S. auch Technische Blätter 1926, Nr. 29, S. 233 u. f.; Dr.-Ing. H. Wrecki: Planmäßige Überwachung und Instandhaltung des Förderwagenparks.

<sup>2</sup>) S. den Abschnitt „Schachtförderung“.

**Wagenbedarf von drei Schachanlagen mit Gestell- bzw. Gefäß-Schachtförderung.**

	Gestellförderung		Gefäß- bzw. Bunkerförderung in Schacht und Stapeln mit Bandförderung auf den Teilstrecken		mit Bandförderung auf den Teilstrecken und Füllortbunker am Schacht	
	Zahl der festgelegten Wagen	Zeitbedarf für umlaufende Wagen Min.	Zahl der festgelegten Wagen	Zeitbedarf für umlaufende Wagen Min.	Zahl der festgelegten Wagen	Zeitbedarf für umlaufende Wagen Min.
Vollsetzen am Schachte (Kohlen- und Bergewagen)	400	—	50	—	—	—
10 Bahnhöfe je 40 Wagen . . . . .	400	—	400	—	400	—
Verschiedene Wagen (Ausrichtungsbetriebe, Werkstoffwagen, Zimmerungsarbeiten usw.) . . . . .	150	—	150	—	150	—
15 Teilstrecken je 20 Wagen (verschiedene Stapel mit 2 Teilstrecken) . . . . .	300	—	225 <sup>1)</sup>	—	—	—
Stapelförderung und zurück		2 · 1 = 2				
Wege Stapel—Füllort und zurück . . . . .		2 · 6 = 12				12
Wartezeit Füllort a. d. Hin- und Rückwege . . . . .		4				1
Schachtförderung . . . . .		2 · 1,8 = 3,6				—
Umlauf Hängebank nebst Wartezeit . . . . .		1,4				—
<b>Insgesamt</b>	1250	23	825	14	550	13
Wagenbedarf ohne festgelegte Wagen . . . . .	23 · 3000		14 · 3000		13 · 3000	
	0,75 · 14 · 60		0,75 · 11 · 60		0,75 · 11 · 60	
	= 110		= 85		= 79	
<b>Gesamtzahl</b>	1360		910		629	
Zuschlag für auszubessernde Wagen . . . . .	10% = 136		8% ~ 73		5% ~ 31	
<b>Insgesamt Wagen</b>	1496		983		660	
Entsprechend einer Jahresleistung je Wagen von t rd. . . . .	602		916		1365	

<sup>1)</sup> Je 15 Wagen unter Annahme eines kleinen Bunkers. Bei Bandförderung fallen diese Wagen fort.

ist, wichtig. Wird durch sorgfältiges Abkratzen auch nur eine Menge von etwa 5 kg jedesmal gewonnen, so ergibt das bei einer Tagesförderung von 3000 Wagen bereits 15 t Kohlen im Werte von etwa 150  $\mathcal{M}$ , wogegen die Mehrausgabe an Löhnen nur gering ist, da jugendliche Arbeiter das Reinigen besorgen können. Außerdem wird der Rostbildung unter den anhaftenden Krusten vorgebeugt.

Für größere Anlagen lohnt sich die Beschaffung von Reinigungsvorrichtungen mit maschinellem Betrieb. Am besten wird dabei der Wagen in halbe Kippstellung gebracht, da dann das Zurückfallen der abgekratzten Teile möglichst beschränkt und deren Abfuhr erleichtert wird.

Vorrichtungen, die mit vier kreisförmigen, durch Zahnradgetriebe bewegten Bürsten arbeiten oder einen an einer biegsamen Welle befestigten Fräser benutzen, haben sich nicht bewährt. Das gleichfalls versuchte Ausspritzen mittels Druckwasserstrahls

hat sich wegen der damit verbundenen Schlammbelastigung nicht durchsetzen können. Mit besserem Erfolge arbeitet die in Abb. 492 dargestellte Reinigungsvorrichtung der Eisenhütte Westfalia in Lünen. Hier dreht der Motor  $M$  mittels Riemenvorgeleges  $abc$  die Wellen  $d_1, d_2$  mit den aufliehensitzenden Bürstenkörpern  $B$ . Die durch die Bürsten abgekratzten Kohlenteile werden durch die Blechwand  $e$  aufgefangen und nach unten geschleudert, wo sie in einem untergeschobenen Wagen abgefahren werden können. Das Handrad  $f$  ermöglicht das Verschieben des Motors nebst dem Bürstenhalter quer zum Wagen  $F$  (durch die Zahnradgetriebe  $g$ ) sowie in der Längsrichtung (durch das Kegelradgetriebe  $h$  und die Laschenkette  $i$ ). Der Handhebel  $k$  dient zum Schwenken der Vorrichtung in der Seigerebene mittels der Stange  $l$ , damit im Bedarfsfalle auch die Seitenwände gereinigt werden können. Solche Vorrichtungen eignen sich am besten für Muldenwagen, die überhaupt die bequemste und gründlichste Reinigung ermöglichen.

Eine von Hand gelenkte Reinigungsvorrichtung wird durch Abb. 493 veranschaulicht. Der Motor, der die Welle  $a$  und von ihr aus durch ein Schneckengetriebe die Bürstenscheibe  $b$  dreht, wird vom Bedienungsmann nach Bedarf mittels eines Bügelgriffes gedreht und geschwenkt, was durch das Ringlager  $c$  und die Gelenke  $d_1$  und  $d_2$  ermöglicht wird.

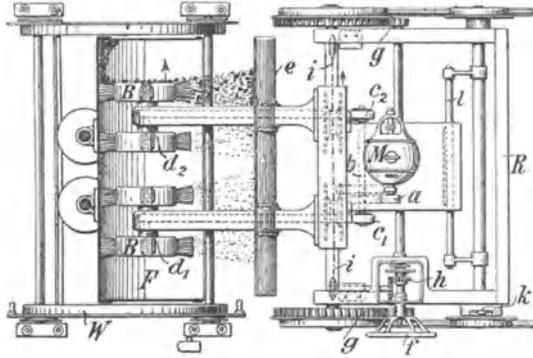


Abb. 492. Förderwagen-Reinigungsmaschine (Grundriß).

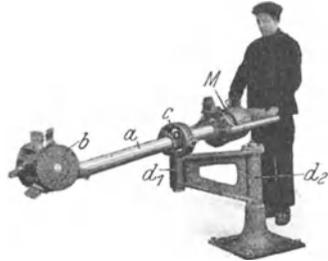


Abb. 493.  
Förderwagen-Reinigungsmaschine  
von Georg Schönfeld.

68. — Gewichte und Kosten der Förderwagen. Die durchschnittlichen Gewichte von Stahlförderwagen ergeben sich aus folgender Zahlentafel:

	I	II	III	IV <sup>1)</sup>	V <sup>1)</sup>	VI <sup>1)</sup>
	kg	kg	kg	kg	kg	kg
Gewicht der Kohlenladung . . .	500	550	600	675	790	900
Blechstärke mm . . . . .	4	4	4,5	5	5,5	6
Gewicht des Wagens . . . . .	300	340	370	535	616	720
davon Wagenkasten . . . . .	210	235	250	385	431	495
Radsatz . . . . .	90	105	120	150	185	225
Verhältnis $\frac{\text{Totlast}}{\text{Nutzlast}}$ . . . . .	0,6	0,62	0,62	0,79	0,78	0,80
Verhältnis $\frac{\text{Totlast}}{\text{Gesamtgewicht}}$ . . . . .	0,38	0,38	0,38	0,44	0,44	0,44

<sup>1)</sup> genormte Wagen.

Das Verhältnis  $\frac{\text{Totlast}}{\text{Nutzlast}}$  ist für Kohlenwagen verhältnismäßig ungünstig und ist in neuerer Zeit, wie die Gewichtsangaben für die genormten Wagen zeigen, wegen der Rücksichtnahme auf die starken Beanspruchungen der Wagen noch gesteigert worden<sup>1)</sup>. Bei größerem spezifischen Gewicht der Ladung (z. B. im Kalisalz- und Erzbergbau sowie bei der Bergförderung) wird dieses Verhältnis entsprechend günstiger. Im einzelnen Falle ergeben sich jedoch naturgemäß viele Abweichungen je nach der Form des Wagenkastens, Bauart der Radsätze usw.

Die Beschaffungskosten für den Wagenpark sind für größere Schachtanlagen recht erheblich; sie betragen nach der Zahlentafel, wenn man mit jährlichen Förderleistungen von 200—400 t je Wagen rechnet, für eine Schachtanlage mit 3000 t Tagesförderung etwa 450000—500000  $\mathcal{M}$ . Im einzelnen setzen sich die Kosten für die 6 Wagengrößen der obigen Zahlentafel wie folgt zusammen:

Wagengröße	I	II	III	IV	V	VI
	$\mathcal{M}$	$\mathcal{M}$	$\mathcal{M}$	$\mathcal{M}$	$\mathcal{M}$	$\mathcal{M}$
Wagenkasten { unverzinkt . . . . .	80	85	88	93	102	110
{ verzinkt . . . . .	85	90	94	100	110	120
Radsatz { einfache Ausführung . . . . .	39	42	47	50	55	65
{ beste Ausführung . . . . .	45	48	52	56	62	75
Gesamtkosten						
bei einfacher Ausführung . . . . .	119	127	135	143	157	175
bei bester Ausführung . . . . .	130	138	146	156	172	195

Bei der starken Beanspruchung der Wagen muß mit einem jährlichen Tilgungssatz von 25% gerechnet werden, so daß sich bei 7% Verzinsung und 7% für Ausbesserungsarbeiten ein Gesamtbetrag von jährlich 39% des Anlagekapitals ergibt. Rechnet man außerdem mit einem Verbrauch von jährlich 30 kg Schmierfett zu je 0,30  $\mathcal{M}$  für die billigeren und 20 kg für die teureren Wagen, so ergeben sich die Gesamtjahreskosten eines Wagens

<sup>1)</sup> S. auch Bergbau 1931, Nr. 36, S. 429 u. f.; Schmidt: Gewichte von Förderwagen und Förderkörben im Kohlenbergbau.

für Kapaldienst und Instandhaltung mit. . . . . 47—76 *M*  
 „ Schmierung mit . . . . . 9— 6 *M*

insgesamt 56—82 *M*,

woraus sich bei 200 bzw. 400 t Jahresleistung die Belastung je Tonne auf 14 bis 41  $\frac{1}{8}$  errechnet.

Hölzerne Wagen sind 10—20 *M* billiger als eiserne. Ihr Gewicht schwankt stark je nach der Feuchtigkeit des Holzes, so daß ein Wagen, der in trockenem Zustande bei 500 kg Ladegewicht 250 kg wiegt, in nassem Zustande 350 bis 400 kg wiegen kann, also dann bedeutend schwerer als ein eiserner Wagen ist. Mit nassen Wagen muß aber in der Grube durchweg gerechnet werden.

**B. Gestänge<sup>1)</sup>!**

69. — **Allgemeines.** Es hat lange Zeit gedauert, ehe die heute fast ausschließlich in Anwendung stehende Flügelschiene (nach ihrem Erfinder auch „Vignoles-Schiene“ genannt) zur Herrschaft gelangte. In früheren Jahrhunderten kannte man überhaupt keine Eisen- und Stahlschienen, sondern verwandte Laufbohlen mit Spurhaltung durch außen oder innen befestigte Leitbäume. Ein derartiges Holzgestänge wurde als „deutsches Gestänge“ bezeichnet. Diesem wurde später das Schienengestänge mit Spurhaltung durch die Spurkränze an den Wagenrädern als „englisches Gestänge“ gegenübergestellt, das heute allein noch in Betracht kommt.

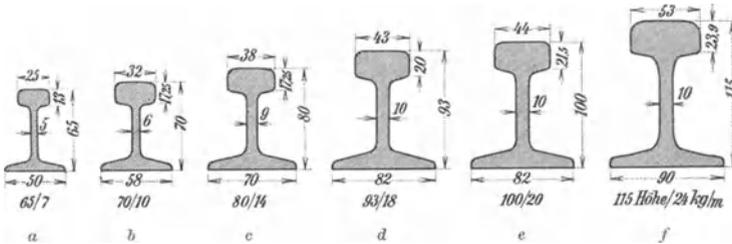


Abb. 494 a—f. Flügelschienen-Normalprofile.

Unter den verschiedenen Ausbildungsformen der Eisen- bzw. Stahlschienen hat sich die Vignoles-Schiene erst nach und nach durchgesetzt.

70. — **Schienen.** Die Flügelschienen werden jetzt durchweg aus Stahl hergestellt und je nach dem besonderen Zweck, für den sie bestimmt sind, in Profilen von verschiedener Stärke gewalzt, die am einfachsten nach der Höhe und nach dem Gewicht für das laufende Meter bezeichnet werden, so daß die Schiene 100/20 eine Höhe von 100 mm und ein Gewicht von 20 kg/m hat. Die im Ruhrbezirk gebräuchlichsten Profile, die neuerdings, um die Herstellung verbilligen zu können, als Normalprofile angenommen worden sind<sup>2)</sup>, ergeben sich aus Abb. 494, aus der auch die Hauptabmessungen und die Gewichte zu entnehmen sind. Die leichtesten Schienen (a u. b) sind die für Abbaustrecken bestimmten. Schienen von größerem Gewicht (c u. d)

<sup>1)</sup> Vgl. auch Glückauf 1917, Nr. 45, S. 810 u. f.; W. Roelen: Gesichtspunkte für die Wahl und Verlegung des Grubengestänges.

<sup>2)</sup> S. das Normenblatt DIN Berg 500.

werden für Bremsberge (namentlich für Gestellbremsberge) und für die Förderung mit Pferden und mit Seil ohne Ende in Hauptförderstrecken und -querschlägen erfordert. Zu noch schwereren Profilen (*e u. f*) nötigt die Lokomotivförderung, für die man im Steinkohlenbergbau im allgemeinen bis zu 24 kg geht, im Eisenerzbergbau vereinzelt sogar bis zu 44 kg/m. Je wichtiger eine Förderstrecke und je größer infolgedessen der durch Betriebsstockungen infolge von Entgleisungen u. dgl. verursachte Schaden ist, um so weniger sollte man vor der Beschaffung schwererer Profile zurückschrecken, und um so mehr sollte man den Grundsatz, verringerte Betriebskosten durch höhere Anlagekosten zu erkaufen, befolgen (s. Ziff. 84).

Der Ruhrkohlenbezirk verbraucht gegenwärtig etwa 45000 t Grubenschienen jährlich, woraus sich bei einem Schienenpreise von 145  $\mathcal{M}$ /t und einer Jahresförderung von 115 Mill. t ein Betrag von  $\sim 5,7 \frac{\mathcal{M}}{t}$  ergibt.

An der Flügelschiene unterscheidet man den Kopf, den Steg und den Fuß. Von der Härte des Kopfes hängt die Schnelligkeit der Abnutzung, von der Höhe des Steges (weniger von seiner Dicke, da die Biegezugfestig-

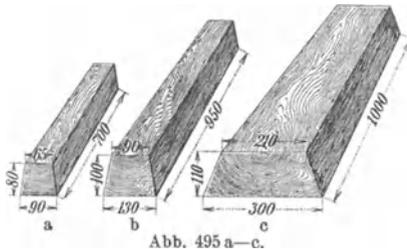


Abb. 495 a—c.

Verschiedene Größen von Holzschwellen.



Abb. 496. Eiserne Schwelle.

keit im einfachen Verhältnis mit dieser, aber im quadratischen Verhältnis mit der Höhe wächst) die Tragfähigkeit, von der Stärke und Breite des Fußes die Sicherheit der Verlagerung und der Widerstand gegen Kippen ab.

Die Schienen werden auf den aus Holz oder Eisen bestehenden Schwellen (in Westfalen auch „Stege“ genannt) in verschiedener Weise befestigt.

**71. — Schwellen.** Für Holzschwellen wird am besten ein Holz verwendet, das bei genügendem Widerstand gegen Feuchtigkeit hart und zäh genug ist, um nicht zu spleißen und um die zur Schienenbefestigung dienenden Nägel und Schrauben dauernd festzuhalten. Daher eignet sich Eichenholz für stärker beanspruchte Grubenschwellen in erster Linie. Eine Tränkung mit fäulniswidrigen Stoffen ist durchaus zweckmäßig, erfordert aber die Anwendung eines Kerntränkungsverfahrens (s. 6. Abschnitt, Ziff. 31), da die Schwellen aus behauenen Holze bestehen und infolgedessen der durch die einfacheren Verfahren nicht tränkbarer Kern an die Oberfläche kommen kann. Für leichtere Gestänge, wie sie insbesondere in Abbaustrecken und fliegenden Bremsbergen Verwendung finden, genügen auch roh zugehauene Schwellen aus Eichenknüppelholz; auch kann hier das billigere Buchen- und Fichtenholz verwandt werden.

Die Abmessungen für Schwellen verschiedener Beanspruchung sind aus Abb. 495 a—c zu entnehmen, und zwar findet die schwere Schwelle nach Abb. 495 c unter den Schienenstößen von Lokomotivbahnen Verwendung,

während für die sonstigen Schwellen bei Lokomotivförderung die Maße nach Abb. 495b ausreichen und die Schwelle nach Abb. 495a für Pferde- und Seilförderung verwandt wird.

Eiserne Schwellen bestehen meist aus gewalztem und an beiden Enden umgebördeltem Profileisen oder -stahl (Abb. 496—498). Die Befestigung der Schienen auf ihnen kann erfolgen durch eingewalzte Lagerstühle oder Nasen oder durch angenietete Fußklauen. Für die letztere Befestigungsart gibt Abb. 497 ein Beispiel mit abwechselnd außen und innen sitzenden Klauen  $p$ ; sie zeigt, wie dabei die Schwellen von der Seite her eingeschwenkt werden können.

Die eisernen Schwellen, die sich über Tage für Haupt- sowohl wie für Feldbahnen in großem Umfange eingeführt haben, sind für die Grubenförderung nur mit gewissen Einschränkungen geeignet. Zunächst rosten sie leicht und sind insbesondere gegen saure Wasser sehr empfindlich. Verzinkung bietet einigen Schutz dagegen, erhöht aber die Kosten nicht unwesentlich. Die geringe Wandstärke läßt die Eisenschwellen für Strecken mit Pferdeförderung als wenig geeignet erscheinen, da sie durch die Pferdehufe bald durchgetreten werden. Außerdem ist die Einbettung der eisernen Schwellen in die Packung, da sie Hohlkörper bilden, weniger einfach als bei den Holzschwellen. Man wird daher sagen müssen, daß Eisenschwellen in erster Linie für trockene Förderstrecken und Querschläge mit wenig Druck und maschineller Förderung geeignet sind. Außerdem können im Abbau leichte eiserne Schwellen mit Vorteil für „fliegendes“, d. h. dem Abbaustoß ständig nachzuschiebendes Gestänge verwandt werden, da sie hier von den eben genannten schädlichen Einwirkungen wenig zu leiden haben und sich auf der anderen Seite wegen ihrer geringen Höhe und ihrer dauerhaften Verbindung mit den Schienen empfehlen.

Als solche fliegenden Gestänge haben sich die von der Gesellschaft für betriebstechnische Neuerungen „Bergbau“ m. b. H. in Dortmund gelieferten „Fertiggleise“ (Abb. 498) bewährt. Die Schienen sind hier wie bei Feldbahngestängen gleich mit den Schwellen verbunden; die letzteren sind in der Mitte geteilt, so daß die einzelnen Schienen mit den zugehörigen Schwellenhälften leicht befördert und an Ort und Stelle mittels der Keile  $a$  zusammengekuppelt werden können. Jede Schiene trägt an dem einen Ende eine angenietete Lasche  $b$  mit abgerundetem Kopf, mittels dessen sie in die Nachbarschiene eingreift, wobei gleichzeitig (s. die Nebenzeichnung) eine Aufbiegung des Fußes der letzteren sich in eine Aussparung der Lasche hineinlegt.

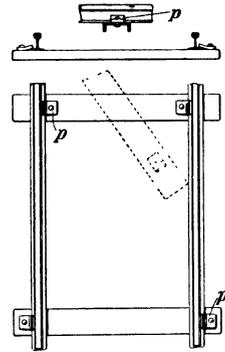


Abb. 497.  
Befestigung von Schienen  
auf eisernen Schwellen.

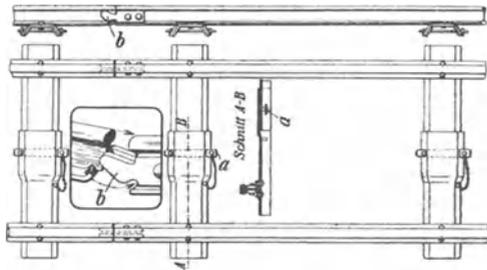


Abb. 498. Zweiteiliges Gleis mit Eisenschwellen.

Neuerdings haben sich die im oberirdischen Bahnbetriebe bereits verschiedentlich eingeführten Eisenbetonschwellen auch für Grubenbahnen bewährt und zwar dann, wenn es sich um längere Benutzungsdauer handelt und der größere Widerstand des Eisenbetons gegen Feuchtigkeit zur Geltung kommt. Ein Vorteil solcher Schwellen liegt auch in der größeren Widerstandsfähigkeit der Schienenbefestigung, die bei der beliebigen Formgebung, wie sie der Eisenbeton gestattet, durch entsprechende Vorsprünge oder Vertiefungen in der Schwelle selbst ermöglicht und dauernd erhalten werden kann, wogegen bei Holzschwellen leicht Lockerung eintritt<sup>1)</sup>.

**72. — Schienenbefestigungen.** Für die Befestigung der Schienen auf den Schwellen genügen unter einfachen Verhältnissen (söhlige Förderung bei geringen Leistungen, Förderung in Abbauen) die gewöhnlichen Hakennägel (Abb. 502 auf S. 423 und 510 und 512 auf S. 427). Für stärkere Beanspruchungen, wie sie insbesondere bei schweren Förderwagen und größeren Geschwindigkeiten auftreten und ihr Höchstmaß beim Durch-

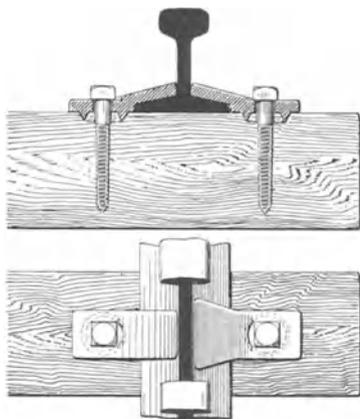


Abb. 499. Schienenbefestigung nach Kornfeld-Bußmann.

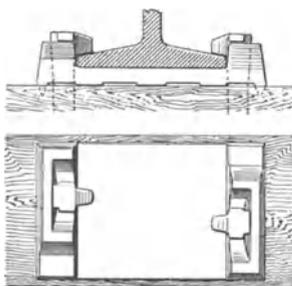


Abb. 500. Schienenplatte der Düsseldorfer Metallwerke in Ratingen.

fahren von Krümmungen erreichen, reichen die einfachen Hakennägel nicht aus; insbesondere verlangt die Lokomotivförderung zuverlässigere Befestigungsmittel.

Die Hauptanforderungen an eine gute Schienenbefestigung für starke Belastung sind außer der Haltbarkeit: Schutz der Schwellen gegen den Auflagedruck der Schienen, einfacher Bau, Schutz der Befestigungsnägel und -schrauben bei Entgleisungen von Wagen, bequemes Anbringen, rasche Auswechselbarkeit. Die Forderung der Haltbarkeit schließt insbesondere ein den Widerstand gegen senkrechte sowohl wie gegen waagerechte Kräfte. Erstere ergeben sich aus der Durchbiegung der Schienen zwischen den Schwellen, wodurch die Befestigungsmittel nach oben gedrückt und infolgedessen einem fortwährenden Wechsel von Druck- und Zugbeanspruchungen ausgesetzt werden. Waagerechte Kräfte werden durch den Druck der konischen Laufkränze der Räder, insbesondere beim Durchfahren von Kurven, erzeugt.

<sup>1)</sup> Näheres s. Bergtechnik 1928, Nr. 15, S. 259 u. f. und Montanistische Rundschau 1928, Nr. 20, S. 585 u. f.; M. Stipanits: Eisenbetonschwellen für Grubenbahnen.

Sie suchen die Schienen zu kippen und setzen sich in ihrer Rückwirkung auf die Befestigung wieder größtenteils in senkrechte Kräfte um.

Infolgedessen hat man bereits früher die Befestigungsnägel und -schrauben gegen den Seitendruck durch Vorsprünge an der Unterseite der Befestigungsplatten zu entlasten gesucht; bei der in Abb. 499 dargestellten Befestigung nach Kornfeld z. B. drücken sich diese mit ringförmigen, unten angeschärften Vorsprüngen in die Schwellen hinein. Bei den neueren Befestigungsarten, von denen die Abbildungen 500—504 einige Beispiele geben, wird dieser Gedanke gleichfalls verwertet (Abb. 500 u. 503) und außerdem besonderer Wert darauf gelegt, daß der Schienenfuß auf einer Unterlegeplatte ruht und dadurch sein „Einfressen“ in die Schwellen verhindert wird.

Wie die Abbildungen zeigen, dienen als Befestigungsmittel sowohl Schrauben als auch Nägel. Die ersteren haben den Vorzug einer größeren Widerstandsfähigkeit, werden aber am besten gleich über Tage eingedreht, da unter Tage die Leute aus Bequemlichkeit dazu neigen, sie mit dem Fäustel einzuschlagen. Die Befestigungen von Höing und den Düsseldorfer Metallwerken in Düsseldorf-Ratingen

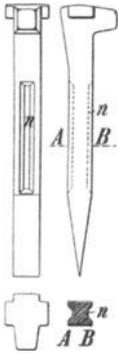


Abb. 501.  
Schienennagel  
von Höing.

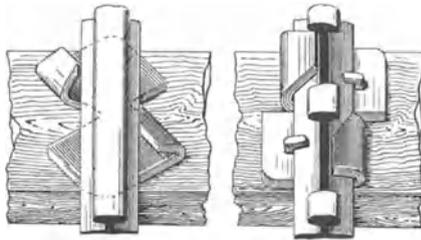


Abb. 502.  
„Fix“-Platte von Böllhoff in Herdecke.

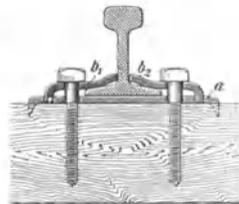


Abb. 503.  
Schienenbefestigung von  
N. Koch in Essen.

(Abb. 500) erreichen auch bei Hakennägeln eine gute Haftung gemäß Abb. 501 durch zwei Längsfurchen in jedem Nagel, in die sich die Holzmasse hineindrückt und so der Lockerung einen stärkeren Widerstand entgegengesetzt. Die aus einem Stück bestehenden Platten (Abb. 500 und 502) haben den Vorzug der Einfachheit, müssen allerdings für jedes Schienenprofil besonders hergestellt werden. Die „Fix“-Platte nach Abb. 502 umfaßt den Schienenfuß von beiden Seiten, weshalb sie aus schräger Lage eingeschwenkt werden muß. — Die Kochsche Befestigung (Abb. 503) nimmt die Seitenkräfte, die auf den Schienensteg wirken, durch die Stirnflächen der Klauen  $b_1 b_2$  auf und läßt sie durch diese auf die Haken-Grundplatte  $a$  übertragen. Sie eignet sich für alle Profile.

Eine sehr einfache Befestigungsart ist diejenige von Berg (Abb. 504), bei der die Schienen lediglich durch Holzkeile festgehalten werden, die in entsprechende Aussparungen der Schwellen hineingetrieben werden. Allerdings ist dabei mit der Möglichkeit des Abspließens der Oberflächen der Schwellen zu rechnen; auch verzichtet man bei dieser Befestigung auf eine Unterstützung des Schienenfußes und muß die Schwellen entsprechend

stärker herstellen, um ihre Schwächung durch die Einschnitte wieder auszugleichen<sup>1)</sup>.

**73. — Verlegen der Gestänge.** Gestänge von geringerer Bedeutung werden nach dem Augenmaß verlegt. Bei wichtigeren Schienenbahnen bedient man sich einer ausgespannten Schnur, an der entlang die eine Schiene verlegt wird, worauf die Verlegung der zweiten Schiene mit Hilfe eines Spurmaßes (Abb. 505) erfolgt. Letzteres legt den Gleisabstand fest, der, um den Spurkränzen den unerläßlichen Spielraum zu bewahren, 10 mm größer als die Spurweite ist (vgl. Abb. 468 auf S. 402).

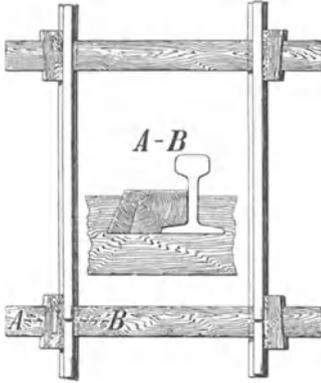


Abb. 504. Schienenbefestigung von Berg.

An den Stoßstellen sollen die Schienen einen Abstand von 2–3 mm behalten, was namentlich für einziehende Förderwege in flacheren Gruben wichtig ist, da hier die Längenänderungen infolge der Wärmeschwankungen über Tage sich auf größere Entfernungen vom Schachte bemerklich machen.

Über die Innehaltung des gewünschten Gefälles ist bereits in Band I (Abschnitt „Grubenbaue“ unter „Querschläge“) das Erforderliche gesagt. Die Verwendung einer Setzlatte zeigt Abb. 506.

In Streckenkrümmungen muß einmal der Schleuderwirkung der Wagen und anderseits der Erhöhung des Widerstandes durch die ständige Ablenkung, der die Trägheit der Wagen entgegenwirkt, Rechnung getragen werden. Der Schleuderwirkung begegnet man durch Überhöhen

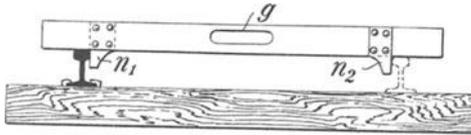


Abb. 505. Spurmaß für Gestängeverlegung.

der äußeren Schiene um die Höhe  $h$ , die für Seil- und Pferdeförderung mit etwa 5–10% der Spurweite angenommen, für Lokomotivförderung

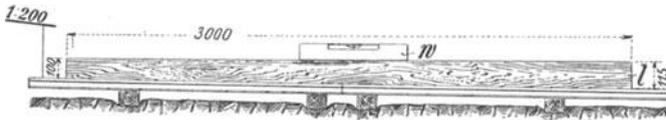


Abb. 506. Gestängeverlegen mit Gefälle mit Hilfe der Setzlatte ( $l$ ) und Wasserwaage ( $w$ ).

nach der Formel

$$h = \frac{5 r^2}{R}$$

berechnet werden kann, in der  $h$  in Millimetern ausgedrückt ist,  $r$  die Höchstgeschwindigkeit in Kilometern je Stunde und  $R$  den Krümmungshalbmesser

<sup>1)</sup> Näheres s. Glückauf 1921, Nr. 33, S. 785 u. f.; J. Heinrich: Die im rheinisch-westfälischen Steinkohlenbergbau gebräuchlichen Grubenschienenbefestigungen.

in Metern bedeutet; dabei ist zu berücksichtigen, daß unter Tage auf Verringerung der Geschwindigkeit in Krümmungen zu halten ist. Hiernach berechnet sich z. B. für  $r = 10$  und  $R = 12$  die Überhöhung  $h$  zu  $\frac{5 \cdot 100}{12}$

~ 42 mm. Den Ablenkungswiderstand sucht man durch Vergrößerung der Spurweiten in der Krümmung um etwa 15—20 mm sowie durch einen möglichst großen Krümmungshalbmesser zu verringern. In letzterer Hinsicht ist man allerdings in der Grube beschränkt, so daß die über Tage üblichen Regeln, wonach für ein Gestänge von 60 cm Spurweite Krümmungshalbmesser von mindestens etwa 25 m verlangt werden, nicht innegehalten werden können. Man begnügt sich bei einfachen Förderbahnen mit etwa 4 m, geht aber bei Lokomotivbahnen im Felde auf mindestens 10 m herauf; für Füllortanlagen kommen Halbmesser von 50 m und mehr in Frage. Gemäß Abb. 507 beträgt der Abstand  $a$  des Mittelpunktes der Krümmungsbahn von der durch diese auszugleichenden Ecke auf Grund der Beziehung

$$a = \sqrt{r^2 + r^2} = \sqrt{2r^2} = r \cdot \sqrt{2}$$

ungefähr das 1,4fache des Krümmungshalbmessers, der Abstand  $b$  der Krümmungsbahn von der Ecke also

$$b = r \cdot 1,4 - r = r \cdot 0,4.$$

Man muß daher die Ecke bei einem Krümmungshalbmesser von 4 m um  $4 \cdot 0,4 = 1,6$  m, bei einem Krümmungshalbmesser von 15 m um  $15 \cdot 0,4 = 6$  m abrunden<sup>1)</sup>.

Der Schwellenabstand richtet sich nach der Beanspruchung und voraussichtlichen Betriebsdauer des Gestänges. In Hauptförderwegen sind Abstände von 70 bis 90 cm zu wählen, die aber bei Wechslen und Kreuzungen bis auf wenige Zentimeter herabgehen oder ganz wegfallen können, falls man hier nicht Eisenplatten als Unterlage (Ziff. 76) vorzieht. In Abbaustrecken dagegen kann man mit Abständen von 1—1,2 m auskommen. An den Verbindungsstellen der Schienen sollen die Schwellen dichter gelegt werden, was besonders für die Lokomotivförderung wichtig ist. In doppelspurigen Förderstrecken nimmt man am einfachsten Schwellen von solcher Länge, daß sie für beide Gestänge ausreichen. Jedoch ist bei nicht ganz zuverlässiger Sohle die Befestigung der beiden Gestänge auf gesonderten Schwellen vorzuziehen, da dann ein Schiefstellen der letzteren durch das größere Gewicht der vollen Förderwagen vermieden wird und überdies (bei quellender Sohle) das Senken der Gestänge einzeln erfolgen kann und dadurch erleichtert wird. — In Bremsbergen müssen bei steilerer Lagerung die Schwellen dadurch, daß man sie sämtlich oder doch in gewissen Abständen hinter die Stempel legt, gegen Abrutschen gesichert werden (vgl. Abb. 36 auf S. 49).

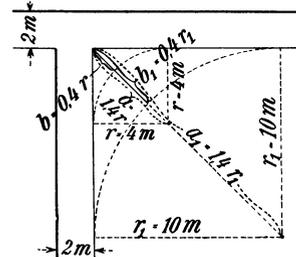


Abb. 507. Abrundung der Ecken in Streckenkreuzungen bei verschiedenen Krümmungshalbmessern.

<sup>1)</sup> Wegen des Verfahrens beim Abstecken von Streckenkrümmungen s. die Lehrbücher für Markscheidkunde, z. B. Dr. E. Wandhoff, Markscheidkunde, in Dr.-Ing. F. Kögler's Taschenbuch für Berg- und Hüttenleute (Berlin, W. Ernst & Sohn), 2. Aufl., 1929, S. 612 u. f.

Nur für ganz geringe Anforderungen kann man sich damit begnügen, die Schwellen einfach auf die Sohle zu legen oder (bei steiler Lagerung) zwischen Hangendes und Liegendes einzuspitzen; sie sind bei solcher Verlegung den Gebirgsbewegungen völlig preisgegeben. Je höher die Ansprüche an Förderbahnen werden, um so mehr muß sich der Oberbau den für den Eisenbahnbetrieb geltenden Regeln anpassen. Für Pferde- und insbesondere

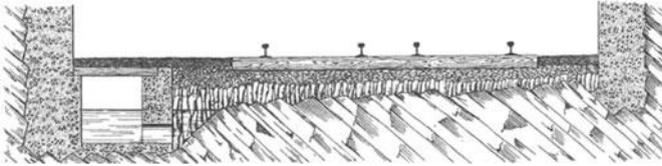


Abb. 508. Schienenbettung und Oberbau in einer Strecke mit Wasserseige.

für Lokomotivförderung ist daher eine gut ausgeführte Bettung erforderlich, bestehend aus einer Packlage von möglichst hartem Kleinschlag mit Splittdecke, damit das Gleis elastisch aufliegt und Gebirgsbewegungen durch

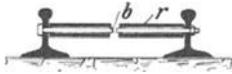


Abb. 509. Schienenverlagerung ohne Schwellen.

Wegnahme oder Nachstopfen von Bettung ausgeglichen werden können. Ist die Strecke feucht, so muß für Entwässerungsmöglichkeit nach der Wasserseige hin gesorgt werden, indem man der Sohle nach dieser hin Gefälle gibt. Die Schwellen sollen etwa mit zwei Drittel ihrer Höhe eingebettet werden.

Für das dichte Unterstopfen der Bettung unter die Schwellen kann man Abbauhämmer mit entsprechendem Werkzeug benutzen. Ein Beispiel für einen gut ausgeführten Streckenoberbau gibt Abb. 508. Um die sorgfältige

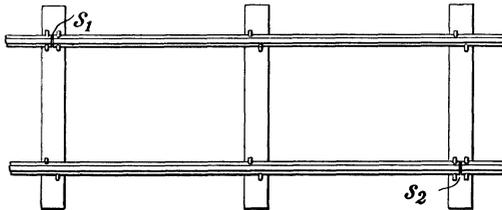


Abb. 510. Gestänge mit Befestigung durch Schienenennägel, mit festen Stößen.

Ausführung zu sichern, empfiehlt es sich, den Oberbau nicht gleich beim Auffahren der Strecke mit auszuführen, sondern durch besondere, eingübte Mannschaften herstellen zu lassen<sup>1)</sup>.

Eine für die Förderung im Abbau bei glattem Liegenden geeignete Verlagerung der Schienen ganz ohne

Schwellen, also mit der geringstmöglichen Höhe, zeigt Abb. 509. Die Schienen kommen hier unmittelbar auf das Liegende zu liegen und werden durch Bolzen  $b$  verbunden und durch Gasrohre  $r$  in der richtigen Entfernung gehalten.

Die Verbindung der einzelnen Schienen miteinander durch Laschen ist nicht unbedingt notwendig, wenn wie in Abbaustrecken an das Gestänge nur geringe Anforderungen gestellt werden; man legt dann einfach eine Schwelle unter die Verbindungstelle (den „Stoß“) und nagelt auf diese beide Schienen fest, muß aber (Abb. 510) die Stöße auf beiden Seiten um

<sup>1)</sup> Näheres s. Bergbau 1929, Nr. 44, S. 617 u. f.; Meuß: Die Verlegung neuzeitlicher Gleisanlagen für Lokomotivförderung unter Tage.

eine mindestens dem Radstande entsprechende Länge gegeneinander versetzen, damit nicht beide Räder gleichzeitig den Stoß beim Übergange von einer Schiene auf die andere erleiden. Bei den stärker beanspruchten Gestängen in Bremsbergen und wichtigen Förderstrecken ist dagegen eine Laschenverbindung erforderlich, mittels deren die einzelnen Schienen zu einem einheitlichen Strange verbunden und so insbesondere auch gegen das Ausweichen nach außen hin (durch den Seitendruck der Radlaufkränze) besser geschützt werden. Die Laschen sind neuerdings gleichfalls genormt worden; als Beispiele zeigt Abb. 511 a eine Flacheisen-, Abb. 511 b eine Winkeleisenlasche, welche letztere

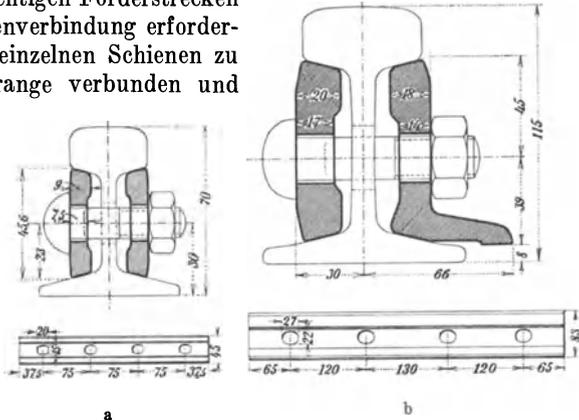


Abb. 511 a und b. DIN-Laschen für leichte und schwere Gestänge.

entsprechend steifer ist und für stärkere Beanspruchungen in Betracht kommt. Die Schienenstöße mit Laschenverbindung werden nicht auf die Schwellen, sondern gemäß Abb. 512 als „schwebende Stöße“ zwischen zwei Schwellen gelegt, einmal wegen der bequemerer Anbringung der Laschen zwischen den Schwellen und sodann wegen der stoßfreieren Förderung. Da nämlich beide Schienenenden infolge der Laschenverbindung gleichzeitig durch das Wagenrad niedergedrückt werden, wird der Anprall beim Übergange von einer Schiene zur anderen auf das geringste Maß herabgedrückt, wogegen bei festen Stößen mit der Neigung der Schienen zu rechnen ist, sich unter der Last etwas durchzubiegen (Abb. 513). Um die Zahl der Stoßbeanspruchungen der Wagen zu verringern, legt man die schwebenden Stöße einander gegenüber.

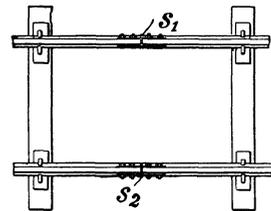


Abb. 512. „Schwebende“ Schienenstöße mit Laschenverbindung.

Nach Möglichkeit legt man das Gestänge für die leeren Wagen auf die Seite der Wasserseige. Zunächst wird hierdurch ein Verstopfen der letzteren durch herunterfallendes Fördergut verhütet. Ferner würde das größere Gewicht der vollen Wagen leichter die Streckensohle nach der Wasserseige hin abdrücken. Endlich ist ein entgleisender voller Wagen, der in die Wasserseige fällt, sehr schwer wieder einzuheben.

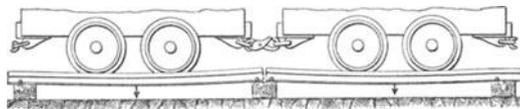


Abb. 513. Ungünstige Druckwirkungen bei festen Stößen.

Nach Möglichkeit legt man das Gestänge für die leeren Wagen auf die Seite der Wasserseige. Zunächst wird hierdurch ein Verstopfen der letzteren durch herunterfallendes Fördergut verhütet. Ferner würde das größere Gewicht der vollen Wagen leichter die Streckensohle nach der Wasserseige hin abdrücken. Endlich ist ein entgleisender voller Wagen, der in die Wasserseige fällt, sehr schwer wieder einzuheben.

**74. — Aufgleisvorrichtungen.** Bei der Pferdeförderung und in noch weit höherem Maße bei der Lokomotivförderung (namentlich beim Fahren

leerer Züge) wird das Entgleisen eines Wagens vielfach erst verspätet bemerkt, so daß der entgleiste Wagen Beschädigungen anrichten und erleiden kann, ehe der Zug zum Stillstande gebracht wird. Diesem Übelstande sollen Aufgleisplatten nach der in Abb. 514 dargestellten Art steuern, die in regelmäßigen Abständen (etwa 100—150 m) eingebaut werden. Der entgleiste Wagen gerät zwischen die seitlich ausgebogenen und sanft ansteigenden Zungen *w* und wird durch diese wieder auf die Schienen gebracht. Derartige Vorrichtungen haben sich heute für druckhaftes Gebirge, in dem das Gleis trotz sorgfältigster Ausführung und Überwachung nicht ruhig liegt, weitgehend eingeführt. Will man die mit ihnen verbundenen Kosten vermeiden,



Abb. 514. Aufgleisplatte.

so kann man sich auch mit „fliegenden“ Aufgleisplatten nach Abb. 515 begnügen, die der Lokomotivführer mitführt und die im Falle einer Entgleisung auf das Gestänge gelegt werden, um den Zug darüber hinwegzuziehen. Solche Platten haben

allerdings den Nachteil, daß sie dem Führer oder Zugbegleiter besondere Arbeit machen und er daher ihre Anwendung möglichst hinauszuziehen wird.

**75. — Verbindung von Schienensträngen miteinander. Wendeplätze.** Die einfachste Verbindung zweier Schienenstränge ist eine solche durch Kranzplatten aus Gußeisen oder Gußstahl (Abb. 516), die durch die kreisförmige Mittelrippe und die Segmentrippen in den Ecken ein sicheres

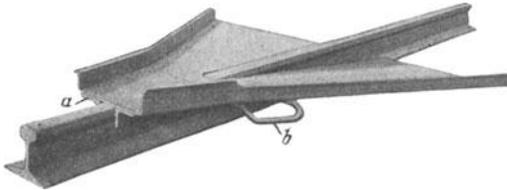


Abb. 515. Fliegende Aufgleisplatte von Hausherr, Hinselmann & Co.

Schwenken des Wagens ermöglichen. Der Raum innerhalb des Mittelkranzes kann zur Verringerung des Gewichts hohl gelassen werden. Die Platten werden auf einen Holzrahmen gelegt (s. Abb. 516) oder in Beton eingebettet. Statt der Kranz-

platten werden auch einfache Nutenplatten verwendet, und zwar vorzugsweise bei der Streckenförderung mit endlosem Seil (s. Ziff. 111); die Wagenräder laufen dann für gewöhnlich mit ihren Spurkränzen in den Nuten, wodurch freilich das Herausschwenken des Wagens erschwert wird. Im übrigen läßt man in solchen Strecken an den Abzweigstellen auch die Schienen durchgehen und legt zwischen und beiderseits neben sie einfache Holz- oder Eisenplatten, die mit der Kopffläche der Schienen abschneiden und an den Innenseiten der Schienen den Raum für die Spurkränze lassen.

Ein Nachteil der Kranzplatten ist ihre mangelhafte Verbindung mit dem Gestänge und unter sich, wodurch starke Stöße beim Befahren der Platten entstehen können. Bei der Platte nach Peisen wird gemäß Abb. 516<sup>1)</sup>

<sup>1)</sup> S. den auf S. 419 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von Roelen, S. 813.

dieser Übelstand durch eine feste Verbindung vermieden, indem sie mit angegossenen Eckrippen  $w$  versehen wird, die das Verschrauben der einzelnen Platten miteinander und das Anschrauben von Laschen  $l$ , zwischen die sich die Schienen fest hineinlegen, ermöglichen.

Drehscheiben, die auf Kugeln oder Rollen laufen, finden namentlich auf solchen Gruben Anwendung, die, wie z. B. im Eisenerzbergbau, besonders große und schwere Förderwagen benutzen, deren Schwenken auf gewöhnlichen Kranzplatten sehr anstrengend ist. Im Ruhrkohlenbergbau haben sie wegen der Unfallgefahr sehr wenig Verbreitung gefunden.

Sollen an eine durchgehende Förderstrecke Zubringestrecken angeschlossen werden, die nur teilweise und nur in geringem Umfang Betrieb haben oder deren Anschluß — wie das namentlich beim Braunkohlenbruchbau und überhaupt beim Abbau mächtiger, flachliegender Lagerstätten der Fall ist — ständig wechselt, so sind Kletterwendeplatten (Abb. 517) zweckmäßig. Für das Drehen schwerer Wagen können Kletterplatten auch als Drehscheiben ausgeführt werden.

Im allgemeinen ist heute aber die Weichenverbindung wegen der größeren Sicherheit der Wagenführung, die sie ermöglicht, an die Stelle der Kranzplatten getreten.

76. — Wechsel<sup>1)</sup>. Die Weichen oder Wechsel sollen eine Überführung auf ein anderes Gestänge ohne Unterbrechen der Spurhaltung ermöglichen. Sie werden für die Förderung mit Pferden oder Maschinen bevorzugt und kommen auch für die Förderung in flachen Bremsbergen in Betracht, deren Gestängeanlagen hier, da sie von denen der söhligten Förderstrecken nicht nennenswert abweichen, gleich mit besprochen werden sollen.

Nach der Bauart unterscheidet man feste Wechsel (Abb. 518 und 531) und solche mit beweglichen Teilen, welche letzteren wieder „Stoßweichen“ (Abb. 519) oder „Zungenweichen“ (Abb. 520 u. f.) sein können.

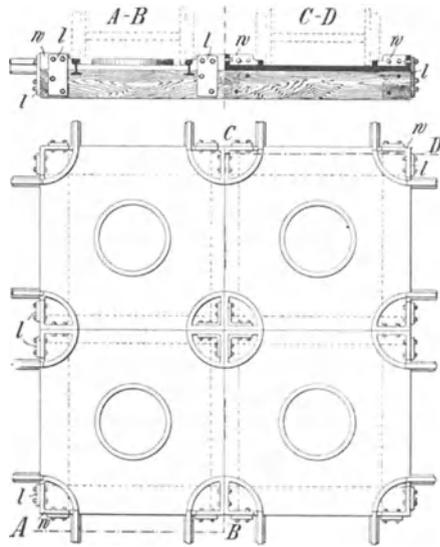


Abb. 516.  
Wendeplatz für Doppelgleise mit 4 Kranzplatten.

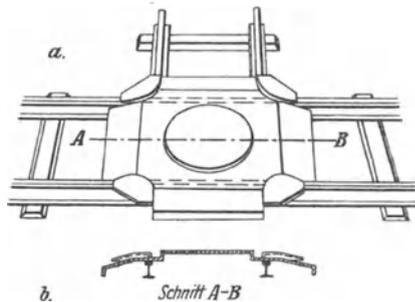


Abb. 517. Kletter-Wendeplatte.

1) Vgl. auch Bergbau 1926, Nr. 34, S. 484 u. f.; W. von Hindte: Betriebs-sichere und zweckmäßige Anbringung von Weicheneinrichtungen usw.

Die Zungen legen sich mit ihren zugeschärften Spitzen an die Innenseite des Gestänges, von dem der Wagen abgelenkt werden soll, während die beweglichen Stücke der Stoßweichen eine Lücke im Gestänge ausfüllen und stumpf vor das mit ihnen zu verbindende Gestänge gelegt werden. Die Zungen sind offen, wenn sie den Spurkranz des Wagens durchlassen, so daß keine

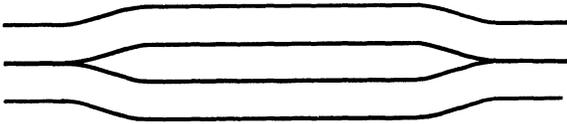


Abb. 518. Dreischieniges Gestänge mit Ausweichstelle.

Ablenkung stattfindet; andernfalls ist die Weiche nach der betreffenden Richtung hin geschlossen. Die Zungenweichen werden wieder je nach der

Richtung, nach der hin sie ablenken, als Rechts- und Linksweichen bezeichnet. Ferner werden die einfach von Hand umzustellenden Weichen unterschieden einerseits von solchen, die mittels eines mit Gegengewicht

versehenen Hebels umgelegt werden („Bockweichen“), und andererseits von solchen, bei denen die Umstellung selbsttätig mit Hilfe einer federnden Zugvorrichtung („Federweichen“) erfolgt. Solche Federweichen lassen gemäß Abb. 521 die von ihrer hinteren Seite her kommenden und die Weiche „aufschneidenden“ Wagen durch, werden aber dann durch die Federkraft wieder in die Schlußstellung gebracht.

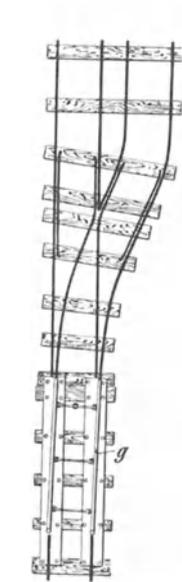


Abb. 519. Rechtsweiche (Stoßweiche) einer Ausweichstelle.

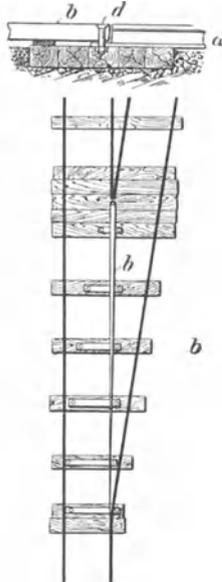


Abb. 520. Weiche mit Wechselbaum.

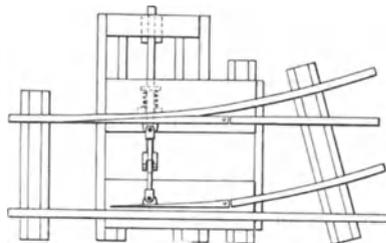


Abb. 521. Federweiche der Gesellschaft „Bergbau“.

Weiterhin ist auch der Zweck der Wechsel im einzelnen noch verschieden. Der einfachste Fall ist derjenige, wo der Wechsel als Ausweichstelle dient (Abb. 518). Solche Wechsel schaltet man in denjenigen Strecken ein, wo die Begegnungstellen der vollen und der leeren Wagen genau festgelegt werden können, also z. B. in zweitrümmigen Bremsbergen (s. u.) oder in Strecken mit schwacher Zugförderung oder starrem Fahrplan (Ziff. 131), wo der beladene Zug an der Weiche auf den leeren warten kann und umgekehrt. Man kann dann für den übrigen Teil der Förderstrecke mit zwei oder drei Schienen auskommen. Weichen der letzteren Art (Abb. 518) zeichnen

sich durch ihre Betriebsicherheit aus, da sie keine beweglichen Teile haben; sie werden deshalb für Bremsbergförderung öfter benutzt.

Im weiteren Sinne gehören zu den vorbeschriebenen Weichen auch alle diejenigen, die gemäß Abb. 524 auf S. 432 eine wechselseitige Verbindung nebeneinander liegender Gestänge ermöglichen sollen, wie das besonders bei der Lokomotivförderung zum Zwecke des Verschiebebetriebs (s. Ziff. 225) erforderlich ist.

Wechselanlagen für seitliche Abzweigungen von Strecken sind naturgemäß am einfachsten, wenn lediglich an ein einspuriges Gestänge ein oder zwei Zweiggleise angeschlossen werden sollen oder wenn bei Doppelgleisen die Abzweigung (Abb. 522) nur nach einer Seite hin erfolgt. Verwickeltere Anlagen ergeben sich, wenn von beiden Seiten Strecken in die durchgehende Strecke einmünden (Abb. 523), besonders wenn die eine der drei Strecken oder gar alle drei zweisepurig sind. Im letzteren Falle kann man den Wechsel dadurch vereinfachen, daß man je

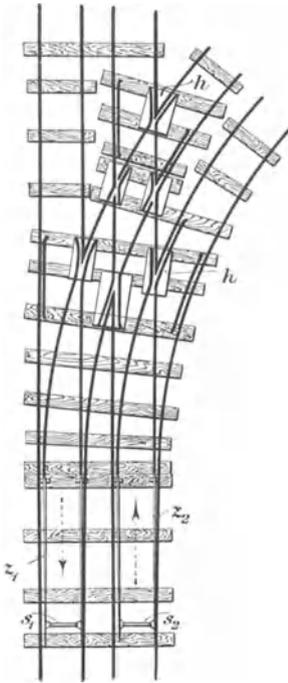


Abb. 522. Rechtsweiche (Zungenweiche) für zweisepurige Strecken.

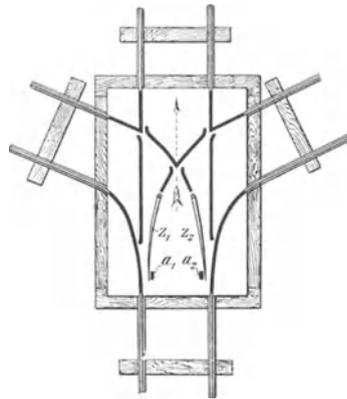


Abb. 523. Plattenweiche für einspurige Strecken.

zwei mittlere Schienen zu einer einzigen vereinigt, so daß nur dreischienige Bahnen sich kreuzen.

Weichen von größerer Bedeutung erfordern, wenn Betriebstörungen vermieden werden sollen, eine besonders sorgfältige Verlagerung. Will man die Schienen auf Schwellen legen, so müssen diese unter den Schnittpunkten der Gestänge in sehr geringen Abständen, am besten dicht anschließend, gelagert werden. Besser ist es aber, die ganze Wechselanlage auf einer Platte oder, wenn das wegen der schwierigeren Fortschaffung nicht anständig ist, doch auf einer möglichst geringen Anzahl von Platten (z. B. drei in Abb. 524) zu befestigen, was durch Herstellen der ganzen Weiche aus Stahlguß in einem Stück oder durch Vernieten der als Flacheisen hergestellten Führungstücke mit den Platten in der Schmiede geschieht. Derartige „Platten-

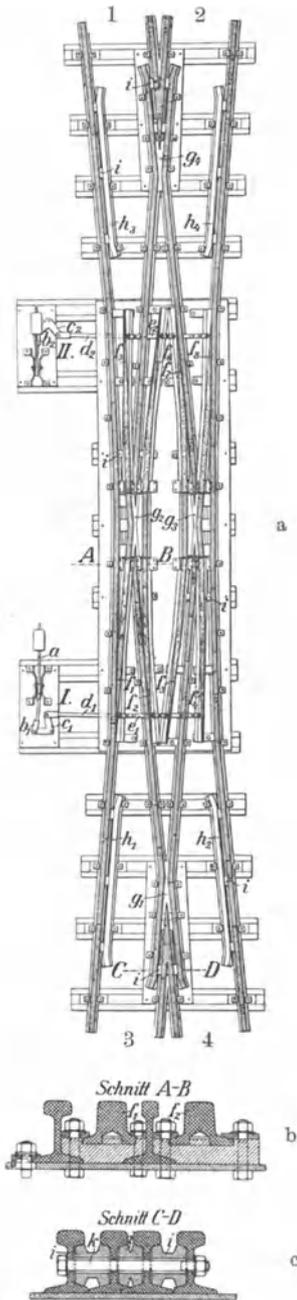


Abb. 524a—c. Kreuzweichenanlage der Weichenfabrik Künstler & Co. in Dortmund.

weichen“, wie sie in den Abbildungen 523 und 524 dargestellt sind, empfehlen sich besonders bei quellender Sohle. Es wird dann nicht nur die Verschiebung der einzelnen Zungen usw. gegeneinander verhütet, sondern auch das von Zeit zu Zeit notwendige Senken der ganzen Anlage wesentlich erleichtert.

Im einzelnen besteht eine Zungenweiche aus der die beiden Mittelschienen vereinigenden Weichenspitze und aus den beiden Zungen, die an dieser Spitze etwas umgebogen sind. Da diese inneren Zungenenden starken Stößen ausgesetzt sind, so werden sie vielfach mit der Spitze zu einem Stück, dem sog. „Herzstück“ (Abb. 525, s. auch  $h$  in Abb. 522), vereinigt, das in der Regel aus Stahlguß hergestellt wird. Die beweglichen Spitzen der Zungen ( $z_1 z_2$  in den Abbildungen 522—523,  $f_1—f_8$  in Abb. 524) bestehen in Anbetracht ihrer starken Beanspruchung zweckmäßig ebenfalls aus Stahl. Für einfache Wechsel empfiehlt sich der Ersatz der zwei Zungen durch eine einzige, die dann nach Abb. 520 als sog. „Wechselbaum“  $b$  möglichst lang hergestellt wird, um den Übergang der Wagen durch sehr flache Gestaltung der Krümmung nach Möglichkeit zu erleichtern. Das Entgleisen der Wagen in den Weichen, das an den Schnittpunkten der einzelnen Schienen, also an den Herzstücken, am leichtesten eintritt, wird durch die diesen Stellen gegenüber angebrachten Zwangsschienen (Abb. 519, 522, 524, 526 und 527) verhütet, welche die äußeren Räder auf ihren Schienen festhalten. Bei den Plattenweichen sind außerdem nach innen hin noch Anschläge für die Zungen in Gestalt von angegossenen oder angeschweißten Nasen ( $a_1 a_2$  in Abb. 523) erforderlich.

Bei der Weichenanlage nach Abb. 524 werden mittels der Hebelverbindungen  $b_1 c_1$  und

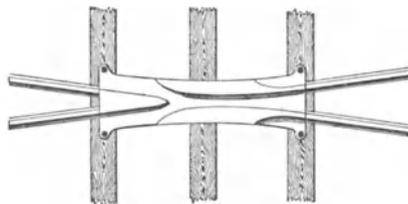


Abb. 525. Herzstück aus Stahlguß.

$b_2$   $c_2$  und der Zugstangen  $d_1$   $d_2$  mit den Gelenkstücken  $e_1$   $e_2$  die (durch Punktierung hervorgehobenen) Zungen  $f_1$ — $f_8$  gesteuert, und zwar durch Vermittlung von Winkelleisten, die sich auf Blechunterlagen bewegen. Die Herzstücke sind mit  $g_1$ — $g_4$  bezeichnet. Und zwar sind  $g_1$  und  $g_4$  (Schnitt C—D) auf besonderen Platten verlagert, auf denen die vier Schienen, deren Abstand durch gußeiserne Einlegestücke  $i$  gesichert ist, durch einen kräftigen Schraubenbolzen  $k$  zusammengehalten werden. Die Herzstücke  $g_2$  und  $g_3$  tragen die auf besonderen Platten (Schnitt A—B) verlagerten, im Profil brückenartigen Zungenstücke  $f$ , die durch Schraubenmuttern mit Unterlegplatten gehalten werden. Die Zwangschienen  $h_1$ — $h_4$  werden durch die Einlegestücke  $i$  in den richtigen Abständen gehalten. Die vier Zungen jeder Seite werden jeweils gleichzeitig gesteuert, so daß immer nur ein Strang befahren werden kann. In der gezeichneten Stellung ist die Verbindung von Gleis 2 nach Gleis 3 oder umgekehrt hergestellt. In der Gegenstellung wird Gleis 1 mit Gleis 4 verbunden, in der Zwischenstellung die Verbindung von Gleis 1 mit Gleis 3 oder Gleis 2 mit Gleis 4 vermittelt.

Für schnelles Verlegen sind die „Fertigweichen“ der Industriegesellschaft „Bergbau“ bestimmt, von denen Abb. 526 eine dreiteilige Linksweiche, Abb. 527 eine gleichfalls dreiteilige Doppelweiche zeigt.

Die Zungen  $a$  werden durch Hebel  $b$  mit Gelenkverbindungen  $c$  bewegt. Zwei Teilstücke sind mit Lappen versehen, die über die Eisen-schwellen des Nachbarstücks greifen, so daß die Löcher  $d$  und  $e$  zur Deckung kommen und das Durchstecken von Bolzen ermöglichen.

Wieder andere Wechelanlagen ergeben sich aus der Notwendigkeit, mehrere Förderbahnen zu einer einzigen zusammenzuziehen oder, was dasselbe bedeutet, ein Einzelgestänge in mehrere Gestänge zu verzweigen. Dieser Fall liegt besonders bei größeren Füllörtern vor, wo die an die Einlaufplatten sich anschließenden zahlreichen Gestängestücke mit den zwei oder drei Gestängen des zum Füllort führenden Hauptförderweges verbunden werden müssen. In solchen Fällen werden verschiedentlich Wechsel mit selbsttätiger, gleichmäßiger Verteilung der in einem Gleis ankommenden Wagen auf zwei Gleise benutzt. Eine solche Weiche ist in Abb. 528 dargestellt. Der geradeaus fahrende Wagen hat mit seinem Vorderrade den Anschlag  $a_2$  heruntergedrückt, damit durch Vermittlung der Hebel  $b_2$   $c_2$ , des Dreieck-

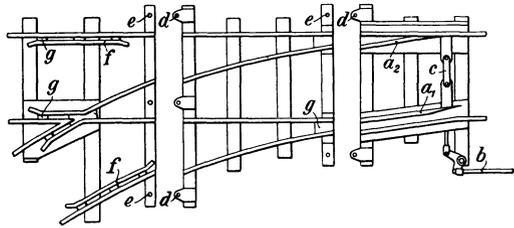


Abb. 526.

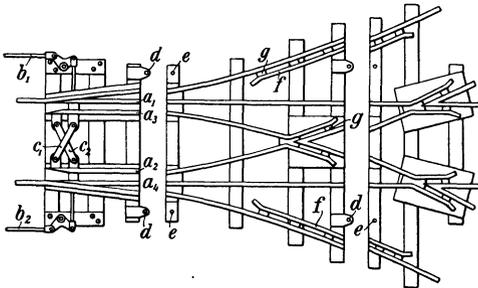


Abb. 527.

Abb. 526 und 527. Zerlegbare Weichen.

bleches  $d_2$  und der Gelenkstange  $e$  die Zunge  $f_1$  geöffnet und  $f_2$  geschlossen und dadurch für den folgenden Wagen die Rechtsabzweigung festgelegt; dieser schaltet seinerseits wieder durch die Verbindung  $a_1-d_1$  auf Fahrt geradeaus usw.

Für den Anschluß eines Streckengestänges an einen vorrückenden Abbaustoß (vgl. Abb. 517 auf S. 429) und ähnliche Fälle, die ein rasches Umlegen einer Weiche erwünscht machen, eignen sich „Kletterweichen“, für die Abb. 529 ein Beispiel gibt. Die mittels des Zapfens  $Z$  aus zwei Stücken zusammengesetzte Zungenweiche ermöglicht durch keilförmig abgeschrägte Schienenstücke das Aufahren und Ablaufen der Wagen; sie kann durch Drehen um den Zapfen  $Z$  Unterschiede in den Abständen der Gleismitten ausgleichen.

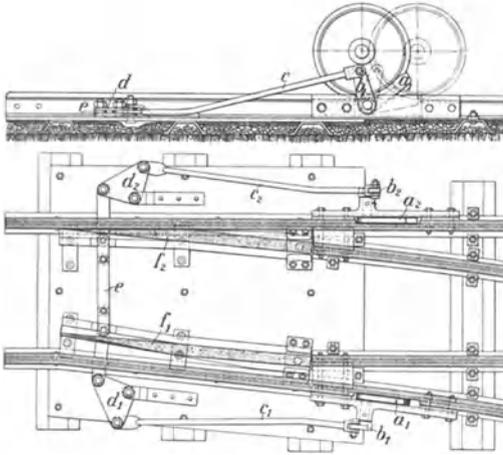


Abb. 528. Selbsttätige Verteilungweiche von Künstler & Co. in Dortmund.

werden, haben auch unter Tage Eingang gefunden. Abb. 530 zeigt eine solche, auch „Rollweiche“ genannte Querverbindung.

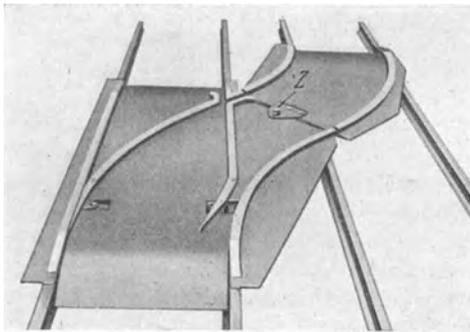


Abb. 529. Kletterweiche der „Bergbau“-A.-G.

**77. — Schiebebühnen,** wie sie in Bahnhofen über Tage vielfach verwandt werden, haben auch unter Tage Eingang gefunden. Abb. 530 zeigt eine solche, auch „Rollweiche“ genannte Querverbindung. Der Wagen läuft über die Keilstücke  $a$  auf den Rahmen  $b$ , der mittels Rollen  $c$  auf der Querbahn  $d$  seitlich verschoben wird. Durch Aufklappen der einen oder anderen Hälfte der Schiebebühne um das Gelenk  $e$  können die beiden Gleisstränge nach Bedarf für die Durchfahrt freigegeben werden.

Die Maschinenfabrik H. Korfmann jr. führt solche Rollweichen in schräger Lage zu den Gleisen aus, um die Querbewegung durch Ausnutzen der lebendigen Kraft des auflaufenden Wagens zu erleichtern.

Bei dem Wechsel nach Abb. 531 liegt keine Verbindung zweier Gestänge zu einem einzigen, sondern nur ein Zusammendrängen der vier Schienen auf einen möglichst schmalen Raum vor. Solche Anlagen zeichnen sich, da bewegliche Teile fehlen und jeder Wagen auch ohne Nachhilfe seitens eines Bedienungsmannes auf seinem Gestänge bleibt, durch große Betriebsicherheit aus. Es handelt sich hier z. B. um eine Dammtür

vorgesehen und innerhalb deren, um eine möglichst kleine Tür mit geringer Druckfläche zu erhalten, die doppelspurige Strecke auf den Querschnitt einer einspurigen zusammengezogen ist.

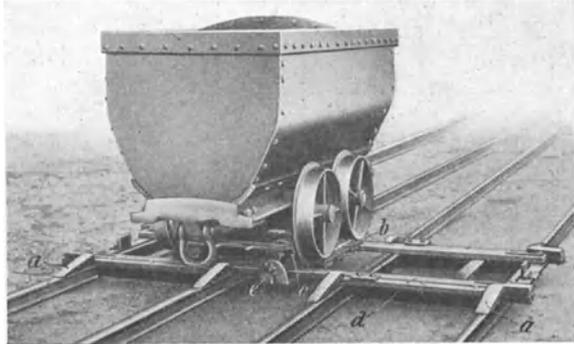


Abb. 530. Schiebebühne von Hausherr, Hinselmann & Co.

**78. — Kosten des Oberbaues.**

Rechnet man die Schienenkosten mit 145 *M*/t und die Kosten für Schwellen je nach Beanspruchung mit 0,30 bis 4,40 *M* (letzterer Betrag für Doppelschwellen gerechnet), so ergeben sich folgende Kosten für je 1 m Gleislänge (einspurig):

	Schlepperfö- rderung	Pferde- u. Seil- fö- rderung	Lokomotivfö- rderung für	
			geringere Beanspruchung	größere Beanspruchung
Schienengewicht kg je m . . . . .	7	14	20	24
Kostenstellen	<i>M</i>	<i>M</i>	<i>M</i>	<i>M</i>
Schienen nebst Laschen und Befesti- gung . . . . .	2,50	6,25	8,80	10,70
Schwellen . . . . .	0,30	0,60	1,60	2,80
Bettung (einschl. Löhne) . . . . .	—	1,50	2,50	4,20
Löhne für Verlegen . . . . .	0,50	0,80	1,60	2,50
Insgesamt	3,30	9,15	14,50	20,20

Dazu tritt für die laufende Unterhaltung ein Lohnaufwand, für den man täglich je km Bahn 2<sup>1</sup>/<sub>2</sub>—3 Schichten, also 25—30 *M* einsetzen muß, was jährlich 7,5—9 *M* je m ausmacht.

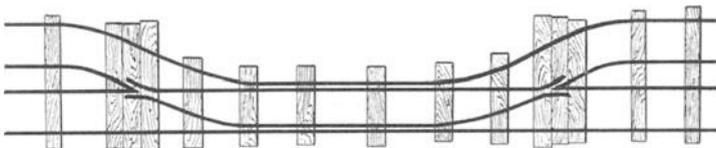


Abb. 531. Zusammenziehen von Doppelgestängen.

**C. Allgemeine Erörterungen über die Bewegung von Förderwagen auf Schienenbahnen<sup>1)</sup>.**

**79. — Der Fahrtwiderstand auf söhlicher Bahn** wird allein durch die Reibung verursacht. Diese setzt sich zusammen aus der rollenden

<sup>1)</sup> Näheres s. in dem auf S. 334 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Buch von J. Maercks S. 80 u. f.

oder „wälzenden“ Reibung zwischen den Laufkränzen der Räder und den Schienen, aus der Reibung zwischen Spurkranz und Schienen und aus der Zapfenreibung zwischen den Achsen und Radnaben.

Die Lauf- und Spurkranzreibung ist beim oberirdischen Bahnbetriebe unbedeutend, da die erstere nur eine wälzende Reibung ist und die Spurkränze im allgemeinen durch die konische Abdrehung der Laufkränze von den Schienen ferngehalten werden. Sie kann dagegen bei Grubenbahnen erheblich werden, weil die Räder vielfach durch die starken Stoßbeanspruchungen unrund werden, zwischen Laufkranz und Schiene sich Schmutz setzen kann und die Spurkränze infolge des Schlingerns der Wagen in vielfache Berührung mit den Schienen kommen können, so daß die wälzende dann großenteils durch die gleitende Reibung ersetzt wird. Da außerdem diese Reibungskräfte an einem wesentlich größeren Hebelarm wie die Achsreibung angreifen, so können sie deren Verringerung durch Wälzlager (Ziff. 63) ganz in den Hintergrund drücken, so daß die Achsenreibung auf 5—10% des ganzen Fahrwiderstandes herabsinken kann. Die Achsenreibung kann man bei Förderwagen wie folgt annehmen:

für Gleitlager . . . . .	0,008—0,015
„ Rollenlager . . . . .	0,003—0,007
„ Kugel- und Tonnenlager	0,002—0,004

Dagegen ist im Dauerbetriebe für den Gesamtfahrwiderstand  $f$  in Hauptstrecken mit durchschnittlich 0,01—0,012 (entsprechend 1—1,2% oder 10—12 kg/t), in Neben- und Abbaustrecken mit durchschnittlich 0,018—0,022 (entsprechend 1,8—2,2% oder 18—22 kg/t) zu rechnen<sup>1)</sup>. Bei einem Fahrwiderstande von 1,5 % ist, um einen Wagen von 1100 kg Gewicht in Bewegung zu halten, ein Druck oder eine Kraft von  $\frac{1100 \cdot 1,5}{100} = 16,5$  kg erforderlich. Wird diese Kraft während eines Weges von 1500 m aufgewandt, so ergibt sich die geleistete Arbeit zu  $16,5 \cdot 1500 = 24\,750$  mkg.

Ein Pferd, das sechs solcher Wagen mit 0,8 m Geschwindigkeit zieht, muß

$$6 \cdot 16,5 \cdot 0,8 \sim 79 \text{ mkg/s,}$$

also etwas mehr als 1 PS leisten. Eine Seilbahn ferner, die 50 volle Wagen in dem einen und 50 leere in dem anderen Gleise gleichzeitig bewegt, hat bei einem Gewicht der leeren Wagen von 400 kg, einer Geschwindigkeit von 0,7 m/s und einem Fahrwiderstande von 1,5% zu leisten

$$50 \cdot 1100 \cdot 0,015 \cdot 0,7 + 50 \cdot 400 \cdot 0,015 \cdot 0,7 \sim 788 \text{ mkg/s} \sim 10,5 \text{ PS.}$$

Eine Lokomotive, die 30 volle Wagen und ihr Eigengewicht von 7000 kg mit 3 m Geschwindigkeit bewegt, leistet

$$(7000 + 30 \cdot 1100) \cdot 0,015 \cdot 3 = 1800 \text{ mkg/s, also } 24 \text{ PS.}$$

Die vorstehenden Betrachtungen bezogen sich zunächst auf die für die Bewegung der Förderwagen auf söhlicher und geradliniger Bahn zu leistenden Zugkräfte. Das Eigengewicht des mitzubewegenden Antriebs ist nur bei

<sup>1)</sup> S. auch Glückauf 1928, Nr. 45, S. 1524 u. f.; Dr. Fritzsche: Reibungsverluste bei Förderwagen (nach amerikanischen Versuchen); — ferner den auf S. 405 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von Ostermann, S. 449 u. f.

der Lokomotivförderung mit eingesetzt worden. Bei der Seilförderung ist das Seilgewicht hier wegen seiner geringen Bedeutung vernachlässigt worden. Dagegen bedeutet bei der Kettenförderung das Kettengewicht eine nicht unerhebliche Mehrbelastung des Antriebes (Näheres s. Ziff. 116).

Außerdem sind nun noch an zusätzlichen Beanspruchungen der Antriebskraft in Rechnung zu stellen:

1. die Beschleunigung und die Überwindung der Reibung der Ruhe oder der „Anfahrwiderstand“. Die Beschleunigungsarbeit ist um so größer, je größer die volle Geschwindigkeit ist und je rascher sie erreicht werden soll;
2. die beim Durchfahren von Krümmungen infolge der Ablenkung und einer gewissen Klemmung zu entwickelnde Zusatzkraft, die von dem Krümmungshalbmesser, der Spurweite und dem Radstand abhängt und die Zugkraft auf gerader Bahn leicht noch übertreffen kann;
3. die in der Antriebsvorrichtung selbst auftretenden Widerstände.

**80. — Gefälleverhältnisse und ihre Bedeutung.** Bewegt sich ein Wagen auf geneigter Bahn, so muß bei der Ermittlung des Bewegungswiderstandes sowohl für die Fahrt abwärts wie für die Fahrt aufwärts noch der Neigungswinkel  $\alpha$  der Bahn berücksichtigt werden. Nach den Gesetzen der schiefen Ebene ist bei einem Wagengewicht  $P$  für die Aufwärtsbewegung insgesamt die Kraft

$$P \cdot \sin \alpha + P \cdot f \cdot \cos \alpha = P \cdot (\sin \alpha + f \cdot \cos \alpha)$$

erforderlich. Für die Abwärtsbewegung ergeben sich, da hier der Reibungswiderstand  $P \cdot f \cdot \cos \alpha$  der Zugkraft des Wagens  $P \cdot \sin \alpha$  entgegenwirkt, je nach dem Gefälle und der Reibungszahl noch folgende beiden Möglichkeiten:

$$1. \quad P \cdot f \cdot \cos \alpha > P \cdot \sin \alpha,$$

d. h., dem Wagen muß eine Kraft

$$P \cdot f \cdot \cos \alpha - P \sin \alpha = P \cdot (f \cdot \cos \alpha - \sin \alpha)$$

zugeführt werden. Dieser Fall liegt in der Regel bei der Streckenförderung vor.

$$2. \quad P \cdot f \cdot \cos \alpha < P \cdot \sin \alpha,$$

d. h., der Wagen entwickelt seinerseits einen Kraftüberschuß von

$$P \cdot \sin \alpha - P \cdot f \cdot \cos \alpha = P \cdot (\sin \alpha - f \cdot \cos \alpha).$$

Dieses Verhältnis kennzeichnet die Bremsbergförderung (vgl. Ziff. 139).

Für die Streckenförderung ergibt sich dabei wegen des geringen Neigungswinkels der Förderbahn (ein Gefälle von 1 : 150 z. B. entspricht erst einem Winkel von 23') die Vereinfachung, daß  $\cos \alpha = 1$  gesetzt werden kann, so daß hier für die Aufwärts- bzw. Abwärtsfahrt die Zugkräfte

$$P \cdot (f + \sin \alpha) \text{ bzw. } P \cdot (f - \sin \alpha)$$

erforderlich werden.

Hiernach ergeben sich für verschiedene Gefälle und für die beiden Grenzwerte  $f = 0,010$  und  $f = 0,020$  die folgenden Zahlenbeziehungen:

Gefälle	Förderung auf schwach geneigter Bahn (Streckenförderung)						Förderung auf stärker geneigter Bahn (Bremsbergförderung)			
	1 : 500		1 : 200		1 : 50		1 : 5		1 : 1,2	
$\alpha$	7'		17'		1° 10'		11° 53'		56° 26'	
$\sin \alpha$	0,002		0,005		0,020		0,20		0,833	
	$f =$		$f =$		$f =$		$f =$		$f =$	
	0,010	0,020	0,010	0,020	0,010	0,020	0,010	0,020	0,010	0,020
$f - \sin \alpha$	0,008	0,018	0,005	0,015	-0,010	0,00	—	—	—	—
$f + \sin \alpha$	0,012	0,022	0,015	0,025	0,030	0,040	—	—	—	—
$f \cdot \cos \alpha - \sin \alpha$	—	—	—	—	—	—	-0,190	-0,180	-0,828	-0,822
$f \cdot \cos \alpha + \sin \alpha$	—	—	—	—	—	—	0,210	0,220	0,838	0,844

d. h. für je 1000 kg Gesamtgewicht werden an Zugkraft in kg erforderlich bzw. überschüssig (—):

abwärts	8	18,0	5	15,0	-10	0,0	-190	-180	-828	-822
aufwärts	12	22,0	15	25,0	30	40,0	210	220	838	844

Die Zahlen zeigen auch die große Bedeutung einer Herabsetzung des Fahrwiderstandes für die Verringerung des Kraftbedarfs.

Für die Berechnung des für die Förderung günstigsten Gefälles ist zwischen der Schlepper- und Pferdeförderung einerseits und der maschinenmäßigen Förderung andererseits zu unterscheiden, da für die erstere die Rücksicht auf Ermüdungserscheinungen hinzutritt, die bei der letzteren fortfällt, so daß hier das Schwergewicht auf einem möglichst niedrigen Gesamtaufwand liegt.

Bei der Schlepper- und Pferdeförderung gibt man, um Überanstrengungen zu vermeiden, der Bahn zweckmäßig ein solches Ansteigen, daß die Abwärtsbewegung des vollen Wagens dieselbe Anstrengung erfordert wie die Aufwärtsbewegung des leeren. Diese Forderung läßt sich nach den obigen Ausführungen, wenn man das Wagengewicht mit  $G$  und die Nutzlast mit  $N$  bezeichnet, durch folgende Gleichung ausdrücken:

$$(G + N) \cdot (f - \sin \alpha) = G \cdot (f + \sin \alpha),$$

woraus folgt:

$$\sin \alpha = \frac{N \cdot f}{2 \cdot G + N}.$$

Nimmt man z. B. für  $G$  300 und für  $N$  500 kg an, so erhält man:

$$\sin \alpha = \frac{500 \cdot f}{1100} = 0,455 f.$$

Daraus leiten sich für einige Werte von  $f$  die folgenden Beziehungen ab:

$f =$	0,010	0,012	0,015	0,020
$\sin \alpha =$	0,0045	0,0055	0,0068	0,009
günstigstes Gefälle ungefähr	1 : 220	1 : 180	1 : 150	1 : 110

In der Regel wird nun allerdings für den Steinkohlenbergbau, der in mehr oder weniger großem Umfange statt der leeren Wagen auch Bergewagen mit ins Feld zu fördern hat, die oben gemachte Voraussetzung nicht zutreffen. Wir finden daher hier in den Hauptförderwegen, soweit nicht die Rücksicht auf die Wasserabführung mitspricht, vielfach ein bedeutend schwächeres

Gefälle (1:500 bis 1:1000) und mitunter sogar eine totsöhlige Verlegung des Gestänges.

Für die maschinenmäßige Förderung ist der günstigste Fall dann gegeben, wenn der Gesamt-Kraftaufwand für die Bewegung je eines vollen Wagens abwärts und eines leeren Wagens aufwärts

$$(G + N) \cdot (f - \sin \alpha) + G \cdot (f + \sin \alpha)$$

sein Mindestmaß erreicht. Dabei ist dann noch zu unterscheiden, ob ein negativer Wert des ersten Gliedes, d. h. ein Kraftüberschuß auf dem Gleis für die vollen Wagen, zum Ausgleich des zweiten Gliedes, d. h. für die Aufwärtsförderung der leeren Wagen, nutzbar gemacht werden kann oder nicht. Der erste Fall liegt bei der zweitrümmigen Förderung, d. h. im Bereich der Streckenförderung für die Seil- und Kettenförderung mit endlosem Zugmittel, vor, wo infolgedessen ein Grenzgefälle überhaupt nicht besteht, sondern von der Streckenförderung über die Bremsbergförderung bis zur Schachtförderung sich ein dauernd wachsender Kraftüberschuß ergibt, der dann bald durch Bremsung noch künstlich vernichtet werden muß. Im zweiten Falle, der bei der Lokomotivförderung gegeben ist, hat ein Kraftüberschuß auf der Seite der vollen Wagen keinen Zweck; hier liegt also die Grenze an der Stelle, wo das erste Glied Null wird. Dieser Zustand wird erreicht, wenn

$$f - \sin \alpha = 0, \text{ also } \sin \alpha = f$$

wird. Demgemäß ergibt sich das rechnerisch günstigste Gefälle bei Lokomotivbahnen für

$f = 0,010$	0,012	0,015	0,020
zu 1:100	1:83,3	1:66,7	1:50

Dabei ist für den in der Regel zutreffenden Fall, daß die Lokomotive einen geringeren Fahrwiderstand hat als die Wagen, für  $f$  ein entsprechend geringerer Wert einzusetzen<sup>1)</sup>.

Für die an Füllörtern und Hängebänken vorherrschende Verlegung der Zu- und Ablaufwege im Gefälle, das eine Eigenbewegung der Förderwagen erzielen soll, ist noch zu beachten, daß der bei dieser Bewegung entwickelte Kraftüberschuß

$$P \cdot (f - \sin \alpha)$$

mit der Größe von  $P$  zunimmt und daher für Berge- größer als für Kohlenwagen, für diese größer als für leere Wagen ist. Da das Gefälle für die Bewegung der leichtesten Wagen noch ausreichen muß, so ergibt sich dann die Notwendigkeit, die größeren Kraftüberschüsse bei der Bewegung der schwereren Wagen durch besondere Bremsvorrichtungen zu vernichten. Im allgemeinen arbeitet man hier mit einem Gefälle von 1:70 bis 1:80.

**81. — Überwachung der Reibungsverhältnisse im Betriebe.** Die Bedeutung des Fahrwiderstandes läßt bei großer Förderung seine regelmäßige Feststellung und Nachprüfung im Betriebe als erwünscht erscheinen. Es wird dann ermöglicht, Wagen mit zu hohem Widerstande

<sup>1)</sup> Näheres s. Braunkohle 1925, Nr. 13, S. 325; Kegel: Anwendung der wissenschaftlichen Betriebsführung auf den Braunkohlenbergbau.; — ferner Bergbau 1929, Nr. 17, S. 129 u. f.; Dr.-Ing. Fr. Herbst: Über das theoretisch richtige Gefälle in Förderstrecken.

rechtzeitig auszusondern und schlechte Stellen der Bahn rasch festzustellen. Dem ersteren Zweck dient der in Abb. 532 dargestellte „Wagen-Ablaufberg“, der es gestattet, durch Ablaufenlassen der Wagen von der 2 m langen söhlichen Fläche in der Mitte auf einer schiefen Ebene von bestimmter Länge und Neigung — in der Abbildung beträgt die Länge 6,5 m, die Neigung 1:325 — den Fahrwiderstand beliebig oft von neuem festzustellen. Wagen, die wegen der Verharzung der Schmierbüchsen, wegen unrund gewordener Räder oder wegen krummer oder gebrochener Achsen überhaupt nicht selbsttätig ablaufen oder auf halbem Wege stehen bleiben, werden sofort zur Schmiede geschickt. Allerdings sind solche Ablaufberge immer nur für die Feststellung eines einzigen Grenzzustandes geeignet.

Für den zweiten Zweck, bei dem es sich also um die Ermittlung der Widerstände der Bahn durch zu starke Steigungen, durch fehlerhaftes Verlegen der Gestänge, durch Quellen des Liegenden usw. handelt, hat man vereinzelt besondere „Dynamometerwagen“ verwandt, die mit einer elastischen Zugvorrichtung ausgerüstet waren, deren Bewegungen entsprechend den wechselnden Widerständen auf einer Schreibtrommel verzeichnet wurden<sup>1)</sup>.

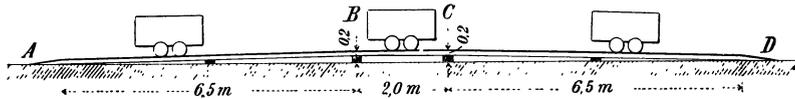


Abb. 532. Prüfung des Fahrwiderstandes von Förderwagen durch schiefe Ebenen.

**82. — Das Tonnenkilometer als Einheit.** Zur Beurteilung von Förderleistungen und Förderkosten im großen bedient man sich der Einheit des Tonnenkilometers (tkm) und versteht darunter eine Förderleistung, die sich als Produkt der geförderten Masse in Tonnen und des dabei zurückgelegten Weges in Kilometern darstellt. Ein Tonnenkilometer ist also z. B. geleistet, wenn eine Last von

	0,5	1,0	2,0	5,0	10,0 t
auf eine Länge von	2,0	1,0	0,5	0,2	0,1 km

gefördert worden ist. Da es sich bei der Streckenförderung nur um die Bewegung der Last auf ganz oder nahezu söhlicher Bahn handelt, so hat hier der Begriff des Tonnenkilometers für den erforderlichen Kraftaufwand eine ganz andere Bedeutung als in der Mechanik. Diese versteht unter 1 tkm einfach eine Arbeit, die geleistet wird, wenn 1 t auf 1 km Höhe gehoben wird, d. h. eine Arbeit von 1000000 mkg. Bei der Streckenförderung dagegen hat das Tonnenkilometer zunächst nur die Bedeutung einer wirtschaftlichen Einheit. Die diesem Begriffe entsprechende Arbeit ist in jedem Falle verschieden und hängt von den wechselnden Größen von  $\alpha$  und  $f$ , sowie von dem Förderverfahren (Dauer- oder Pendelförderung) ab. Sie beträgt z. B. für die Pendelförderung bei  $f = 0,012$ , einem Gefälle von 1:200 und einem Anteil der toten Last an der Gesamtlast von 40% (vgl. S. 418), entsprechend rund 670 kg auf 1000 kg Nutzlast:

<sup>1)</sup> Näheres s. in den früheren Auflagen dieses Bandes; — vgl. auch den auf S. 405 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von Ostermann, S. 449.

für die Bewegung der vollen Wagen zum Schacht  $1,67 \cdot 7 \cdot 1000 \sim 11\,650$  mkg  
für die Rückförderung der leeren Wagen . .  $0,67 \cdot 17 \cdot 1000 \sim 11\,300$  mkg  
ohne Berücksichtigung der Beschleunigungsarbeit.

Diese Werte beziehen sich auf die gesamten bewegten Massen, d. h. auf 1 „Brutto-tkm“. Dagegen ist 1 „Nutz-tkm“ erst geleistet, wenn 1 t nutzbaren Minerals auf 1 km Länge gefördert ist, wozu nach obigem Beispiel die Summe beider Arbeitswerte, also insgesamt ein Aufwand von 22950 mkg, erforderlich ist. Müssen Berge ins Feld gefahren werden, so erhöht sich der Arbeitsaufwand für 1 Nutz-tkm entsprechend. Rechnet man aber, wie das zweckmäßig geschieht, auch die Berge zur Nutzlast, so berechnet sich, wenn man für die Bergförderung ein Mehrgewicht von 50% gegenüber der Kohlenförderung einsetzt, bei den angenommenen Werten der Arbeitsaufwand für 1 Nutz-tkm zu

11 650 mkg für die Kohlenförderung  
und  $2,17 \cdot 17 \cdot 1000 = 36\,900$  „ „ „ Bergförderung.

**83. — Wagenzüge<sup>1)</sup>.** Die Vereinigung der Förderwagen zu Zügen, wie sie für die Förderung mit Pferden, Lokomotiven, Streckenhaspeln usw. notwendig ist, erfolgte früher mit Hilfe einfacher Kuppelvorrichtungen („Knebel“),

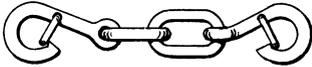


Abb. 533. Kuppelkette.

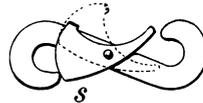


Abb. 534. Sicherheits-Kuppelhaken.

die in die zu diesem Zwecke an beiden Enden des Wagenbodens angenieteten Ringe eingehängt wurden. Gegen selbsttätige Auslösung wurden solche Kuppelhaken oder Kuppelketten entweder durch einfache Ringe nach Abb. 533 gesichert, die sich vor den Wagenring legten, oder durch ein Zungen- oder Pendelstück (*s* in Abb. 534), das sich infolge der Lage seines Schwerpunktes selbsttätig in die Verschlussstellung drehte. Ein Übelstand solcher losen Kuppelhaken war, daß sie leicht verloren gingen. Außerdem war das An- und Abkuppeln zeitraubend, was sich namentlich bei der Lokomotivförderung sehr ungünstig bemerklich machte, die überhaupt infolge der größeren Fördergeschwindigkeiten und Zuglängen die Ansprüche an die Kuppelungen wesentlich gesteigert hat.

Daher werden heute in großem Umfange Kuppelungen verwendet, die aus zwei gleichen Hälften bestehen, deren jede an Stelle des gewöhnlichen Wagenringes an jedem Ende des Förderwagens befestigt ist. Eine der ersten derartigen Kuppelungen war diejenige von Klever (Abb. 535). Jede ihrer Hälften besteht aus einem Schäkel ( $s_1$   $s_2$ ) mit einem Haken ( $h_1$   $h_2$ ), der sich um einen Mittelbolzen im Schäkel dreht; es kann also nach Belieben  $h_1$  in  $s_2$  eingreifen oder umgekehrt. Die selbsttätige Entkuppelung wird dadurch verhütet, daß der Schäkel  $s_1$  sich gegen den Rücken des Hakens  $h_2$  legt und dieser mit der Spitze gegen das Auge am Wagenboden stößt, also nicht aus-

<sup>1)</sup> S. auch Glückauf 1910, Nr. 43, S. 1689 u. f.; O. Schulz: Die auf den Zechen des rheinisch-westfälischen Industriebezirks gebräuchlichsten Vorrichtungen zur Verbindung der Förderwagen.

weichen kann. Allerdings wird dadurch auch das absichtliche Abkuppeln erschwert und der Kuppelung eine gewisse Starrheit gegeben, die sich beim Durchfahren von Kurven ungünstig bemerklich macht, außerdem auch einen größeren Raumbedarf der Züge an den Füllörtern und Bahnhöfen sowie ein schwierigeres Anfahren zur Folge hat.

Gut bewährt hat sich die Kuppelung von W. Kohlus & Co. in Plettenberg, bei der (Abb. 536) die Kuppelung durch Ringe ( $r_1 r_2$ ) erfolgt, die in den Augen der Haken  $h_1 h_2$  hängen und wechselseitig in die Haken eingreifen können.

Eine andere Ausführung stellt die in Abb. 537 veranschaulichte „Hufeisenkuppelung“ (DRP. 358 860) dar, die u. a. von den Stahlwerken

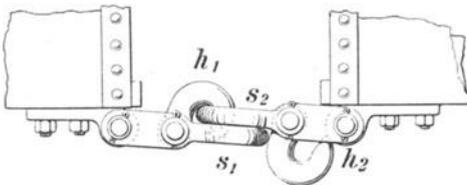


Abb. 535. Kleversche Kuppelung.

Brüninghaus hergestellt wird. Sie ist durch ein dreieckiges, Ring und Haken in sich vereinigendes Stück und eine entsprechend einfache Bauart gekennzeichnet. Die Kettenglieder  $a_1 a_2$  tragen das mit einer Mittelöffnung versehene Dreiecksglied  $b$ , dessen

Hakennase  $c$  sich in die Mittelöffnung des anderen Dreiecksgliedes legt. Die Öffnung wird mit möglichst geringem Spiel für das Einlegen des Hakens hergestellt, um ein unbeabsichtigtes Entkuppeln möglichst zu verhindern.

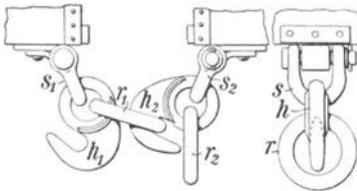


Abb. 536. Kohlus-Kuppelung.

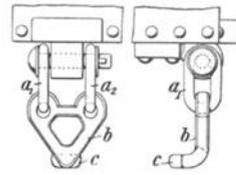


Abb. 537. Hufeisenkuppelung.

In jedem Falle müssen solche Kuppelungen den örtlichen Verhältnissen angepaßt sein, da an sie mancherlei Anforderungen gestellt werden müssen: sie sollen bei zusammengeschobenen Wagen nicht zu tief durchhängen, um nicht auf die Schwellen, Weichenzungen u. dgl. aufzustoßen oder an den Vorsprüngen der Sicherheitsverschlüsse in Bremsbergen und Bremsschächten hängen zu bleiben; sie sollen auch nicht im herabhängenden Zustande über die Stirnwände der Wagen vorragen, damit sie nicht in Schächten und Bremsschächten unter die Einstriche fassen können; sie sollen in Kurven nachgiebig sein, andererseits aber auch keinen zu großen Spielraum gewähren, um die Rucke beim Anziehen, namentlich für die letzten Wagen, nicht zu scharf zu machen und die Wagen möglichst kurz und straff zusammenhalten zu können; sie sollen dem Mitnehmen der Wagen durch oberirdische Kettenförderung mit unterlaufender Kette keine Schwierigkeiten entgegensetzen; sie sollen endlich billig, haltbar und leicht auszuwechseln sein.

Grundsätzlich soll darauf gehalten werden, daß immer der Haken des nachfolgenden Wagens in den Ring des vorhergehenden eingehakt wird, da bei umgekehrter Kuppelung leichter ein Entkuppeln durch Anschlagen der Kuppelung gegen die Schwellen usw. eintritt.

Die Zahl der zu einem Zuge zusammenzukuppelnden Wagen hängt von ihrem Gewicht, von dem mehr oder weniger guten Zustande der Geläufe und Schienen, von dem Gefälle der Bahn und der Leistungsfähigkeit des Fördermittels ab. Im Ruhrbezirk sind für die Pferdeförderung Züge von 10—14 Kohlenwagen oder 5—8 Bergewagen, für die Lokomotiv- und Schlepperhaspelförderung Züge von 30—60 Wagen üblich.

**84. — Bedeutung eines guten Zustandes der Wagen und Gestänge.** Die Bedeutung von Ersparnissen an laufenden Förderkosten, wie sie sich durch große einmalige Ausgaben, also durch sorgfältige Anlage der Schienenwege und sachgemäße Ausrüstung der Wagengeläufe erzielen lassen, ist um so größer, je größer die Fördermengen und Förderlängen sind, und tritt daher besonders beim Kohlenbergbau hervor, wie am besten aus folgender Gegenüberstellung einer Steinkohlen- und einer Erzgrube mit einer Hauptförderstrecke von 1500 bzw. 700 m Länge zu ersehen ist. Es möge angenommen werden, daß beide Gruben diese Förderstrecke anstatt mit einem gerade ausreichenden mit einem sehr kräftigen Oberbau (Schienen und Schwellen) ausgerüstet und Wagen mit Geläufen von vorzüglichster Ausführung beschafft haben. Die dadurch verursachten Mehrausgaben mögen 4  $\mathcal{M}$  je Meter doppelspuriger Strecke und 40  $\mathcal{M}$  je Förderwagen betragen; die Wagenzahl sei 2000 für die Steinkohlen- und 250 für die Erzgrube. Die Ausgaben für Verzinsung und Tilgung sollen für die Steinkohlengrube mit 20%, für die Erzgrube mit ihrer geringeren Beanspruchung des Gestänges mit 18% eingesetzt werden. Die Ersparnis je Nutz-Tonnenkilometer an Kraft- und Schmierölkosten durch die bessere Ausführung möge 3  $\mathcal{M}$  betragen.

	Steinkohlengrube	Erzgrube
Fördermenge je Tag in t . . . . .	2000	300
Jährliche Leistung in tkm . . . . .	900 000	63 000
Jährliche Ersparnis in $\mathcal{M}$ . . . . .	27 000	1 890
Mehrausgaben für Tilgung und Verzinsung in $\mathcal{M}$	17 200	2 304
Jährlicher Gewinn in $\mathcal{M}$ . . . . .	9 800	—
Jährlicher Verlust in $\mathcal{M}$ . . . . .	—	414

Während also das Steinkohlenbergwerk durch die an sich geringfügige Ersparnis von 3  $\mathcal{M}$  auf das Tonnenkilometer jährlich 9800  $\mathcal{M}$  gewinnt, hat das Erzbergwerk einen jährlichen Verlust von 414  $\mathcal{M}$  gegen früher infolge der Belastung durch ein unnötig großes Anlagekapital zu verzeichnen.

#### D. Die Betätigung der Wagenförderung.

**85. — Überblick.** Die Bewegung der Wagen in den Förderstrecken kann durch Menschen, Tiere oder Maschinen erfolgen. Von diesen drei Fördermitteln sind heute für den deutschen Bergbau die Maschinen das wichtigste; auch ist die Bedeutung der maschinellen Förderung bei uns noch immer im Steigen begriffen.

Im deutschen Steinkohlenbergbau ist heute die Menschenförderung stark zurückgedrängt worden, so daß die menschliche Arbeitskraft im großen und ganzen nur noch als Hilfskraft für die Bedienung der maschinenmäßigen Förderung und für die Vermittlung des Überganges von einer Fördereinrichtung zur anderen, z. B. in Abbaustrecken, in Erscheinung tritt. Die Pferdeförderung ist im allgemeinen aus den Hauptförderstrecken verdrängt worden und beschränkt sich heute im wesentlichen auf die Teilstreckenförderung.

Im Oberbergamtsbezirk Dortmund ist die Zahl der Grubenpferde von 8040 im Jahre 1913 auf etwa 1950 (davon rd. 850 Ponies) Ende 1930 zurückgegangen, wogegen z. B. der englische Steinkohlenbergbau in Northumberland-Durham im Jahre 1925 für weniger als die Hälfte der Förderung des Ruhrbezirks noch rund 20500 Pferde verwandte<sup>1)</sup>.

Auch bei der Teilstreckenförderung aber steht mit der Pferdeförderung die maschinenmäßige Förderung bereits in scharfem Wettbewerb. Diese leistet somit heute den größten Teil aller Strecken-Förderaufgaben des Grubenbetriebes. Sie verdankt ihre Erfolge hauptsächlich den stark gestiegenen Löhnen für Schlepper und Pferdetreiber, dem immer stärkeren Anwachsen der Fördermengen und -längen und der damit ständig zunehmenden Ausnutzungsmöglichkeit für die maschinelle Förderung, der Zunahme der Schachttiefen mit ihrer Steigerung der lästigen Begleiterscheinungen der Pferdeförderung (Feuersgefahr in den Ställen unter Tage, Erkrankungen der Pferde, Verschlechterung der Wetter), besonders aber auch der bedeutenden Verbesserung und Verbilligung der Maschinenförderung selbst.

#### a) Förderung durch Menschen und Tiere.

**86. — Menschenförderung.** Da nach Ziff. 85 die Schlepperförderung im eigentlichen Sinne, d. h. das Fortbewegen von Wagen durch Menschenkraft über größere Entfernungen, für unseren Bergbau im wesentlichen der Vergangenheit angehört, so braucht hier nur Einiges über die Leistungen und Kosten der Schlepperförderung mitgeteilt zu werden. Man kann auf Gruben, auf denen in Sohlenstrecken Schlepperförderung ohne anderweitige Beschäftigung der Schlepper umgeht, bei gutem Zustande der Wagen und des Gestänges auf eine Leistung von 3—4 Nutz-tkm in der Schicht rechnen. Allerdings ist man in Ausnahmefällen, wo die Verwendung großer Wagen oder das gleichzeitige Schleppen mehrerer Wagen möglich war, bei bester Ausführung der Radsätze und vorzüglichster Verlegung und Instandhaltung der Gestänge auf 15 tkm und darüber gekommen<sup>2)</sup>. Die Kosten der Schlepperförderung sind demgemäß hoch und im allgemeinen, je nach den Förderverhältnissen und nach der Höhe der Löhne, mit 1,80—2,50 *ℳ* je 1 tkm zu veranschlagen.

**87. — Förderung mit Tieren. Allgemeines.** Von Tieren kommen im deutschen Bergbaubetriebe fast nur Pferde in Betracht.

Die Größe der zu verwendenden Pferde richtet sich nach der Höhe der Förderwege und nach der Förderleistung. Kleine Pferde, die nur eine geringere

<sup>1)</sup> Glückauf 1929, Nr. 52, S. 1789 u. f.; Dr. Jahns: Wirtschaftlichkeit der Förderung mit Pferden, Abbaulokomotiven, Förderbändern und Schlepperhaspeln usw.

<sup>2)</sup> Österr. Zeitschr. f. Berg- und Hüttenwes. 1895, Nr. 4, S. 48.

Anzahl von Wagen gleichzeitig ziehen können, kommen besonders für die Förderung auf Teilsohlenstrecken sowie für solche Fälle in Frage, in denen die Fördermenge nicht groß genug ist, um große und starke Pferde regelrecht auszunutzen.

Die Pferde können bei geringer Tiefe der Grubenbaue in Ställen über Tage untergebracht und täglich im Schachte aus- und eingefördert werden. Die zunehmende Tiefe der Gruben aber und die verschärften gesetzlichen Bestimmungen über die Schichtdauer, die auf möglichste Beschränkung der Dauer der Seilfahrt hinwirken, haben heute die meisten Gruben zur Anlage unterirdischer Stallungen genötigt. Aus diesen werden die Grubenpferde nur in größeren Zwischenräumen (etwa jährlich oder halbjährlich einmal) ans Tageslicht gebracht. Die Ställe unter Tage haben vor den oberirdischen außer dem Wegfall des Zeitverlustes durch die Ein- und Ausförderung der Pferde auch den Vorteil voraus, daß Erkältungskrankheiten, die sich die Pferde beim Luftwechsel in der kalten Jahreszeit leicht zuziehen, vermieden werden. Als Nachteile der unterirdischen Ställe sind hervorzuheben: schwieriges Reinhalten und daher leichter Ausbruch und schwierigere Bekämpfung ansteckender Krankheiten, ferner Verschlechterung der Grubenwetter durch die Ausdünstungen der Ställe, Brandgefahr wegen der Entzündlichkeit der Futtermittel, leichtes Verderben der letzteren.

**88. — Unterirdische Pferdeställe.** Demgemäß muß bei der Anlage unterirdischer Pferdeställe wenigstens alles getan werden, um diese Nachteile so wenig wie möglich in die Erscheinung treten zu lassen. In erster Linie ist bei größeren Stallungen zu empfehlen, als Baustoffe nur Stein und Eisen zu verwenden, sowohl der Sauberkeit als auch der Feuersicherheit wegen. Ferner muß durch eine gut gepflasterte und nach einer Abflußrinne hin geneigte Sohle für schnellen und vollständigen Abfluß des Schmutzwassers bei den regelmäßigen Reinigungen gesorgt werden. Für diese letzteren ist außerdem ein Spritzschlauch mit Anschluß an eine Klarwasserleitung vorzusehen. Futtermittel sind entweder in Mauernischen, die durch Eisenblechtüren geschlossen werden können, oder in Behältern aus Eisenblech unterzubringen. Für die Beleuchtung ist elektrisches Licht am besten, da es eine gute Überwachung des ordnungsmäßigen Zustandes des Stalles ermöglicht und die Wetter nicht verschlechtert. Endlich ist noch erforderlich ein im Längsgang vor den Ständen verlegtes Fördergestänge zur bequemen Anfuhr der Futtermittel und Abfuhr des Düngers. Solche Ställe erhalten etwa 4 m Tiefe und 2—3 m Höhe. Für jedes Pferd rechnet man 1,3—1,4 m Breite. Als Streu hat sich Torfstreu, die den Harn aufsaugt, besonders gut bewährt.

Beim Ausschließen des nötigen Hohlraumes kann unter Umständen ein Flöz benutzt werden. Die Kosten können dann bis auf 100—130  $\mathcal{M}$  für jedes Pferd heruntergedrückt werden; anderenfalls rechnet man im Ruhrbezirk auf den Stand 300—400  $\mathcal{M}$  einschließlich der Ausgaben für die Ausstattung mit Krippen, Raufen, Schlagbäumen usw.

**89. — Einrichtungen in den Förderstrecken.** Bei der Herrichtung von Strecken und Querschlägen für die Pferdeförderung ist darauf zu achten, daß Anlässe für Kopf- und Hufverletzungen vermieden werden und die Hufe genügenden Widerstand zum Anstemmen finden. Dem-

gemäß müssen diese Förderwege genügend hoch sein. Bei knapper Höhe, wie sie namentlich in Strecken mit stark quellender Sohle sich leicht einstellen kann, nagelt man Bretter unter die Kappen der Zimmerungen, damit die Pferde nicht mit dem Kopfe anstoßen. Die Sohle wird vielfach durch Pflastern des Raumes zwischen den Schienen und Schwellen besonders widerstandsfähig gemacht. Das Pflaster kann durch Klinkersteine, die der größeren Widerstandsfähigkeit wegen und zur Schaffung möglichst zahlreicher Angriffspunkte für die Hufe hochkant gestellt werden, oder in vorteilhafter Weise durch Klötze von altem Holz, die auf die Hirnseite zu stehen kommen, gebildet werden. In vielen Fällen begnügt man sich aber auch mit einer Lage von Sandstein-Kleinschlag oder Ziegelschrot, auf die Kesselasche geschüttet wird; dieser Sohlenbelag muß dann aber öfter erneuert werden.

**90. — Wirtschaftlichkeit der Pferdeförderung.** Die Leistungen und Kosten der Pferdeförderung hängen wesentlich mit von der richtigen Ausnutzung der Pferde ab; denn sowohl bei zu geringer als auch bei zu großer Anstrengung gehen die Leistungen zurück und steigen die Ausgaben. Da nun besonders das Anziehen eines vollen Zuges wegen der dabei zu leistenden Beschleunigungsarbeit das Pferd stark anstrengt, so sind diejenigen Förderverhältnisse die günstigsten, die bei verhältnismäßig seltenem Anziehen lange Förderwege mit sich bringen. Aus diesen günstigen Verhältnissen, wie sie im allgemeinen auf den Hauptfördersohlen vorliegen (die außerdem auch kühler sind), ist aber das Pferd verdrängt worden, so daß wir heute durchweg mit den kurzen Förderwegen und wärmeren Wettern der Teilstreckenförderung rechnen müssen. Soweit noch Pferde auf den Hauptsohlen gehen, empfiehlt es sich bei nicht zu großen Förderlängen jedes Pferd den ganzen Weg gehen zu lassen, um das öftere Anziehen zu vermeiden.

Während früher, wo die Pferde noch auf den Hauptförderstrecken liefen, im Ruhrkohlenbezirk die Leistungen eines Pferdes in der achtstündigen Schicht zwischen 16 und 55 Nutz-tkm (also die Rückförderung der leeren Wagen eingerechnet) schwankten und im Durchschnitt etwa 35 Nutz-tkm betragen, kann heute für die Teilstreckenförderung nur mit Leistungen von 20—30 Nutz-tkm (und zwar mit Einrechnung der als Rückfracht zu ziehenden Bergewagen) gerechnet werden. Allerdings handelt es sich hier auch um kleinere Pferde („Ponies“)<sup>1)</sup>.

Für diese Leistungszahlen ist noch zu berücksichtigen, daß der Pferdeführer, wenn er sich nicht in den vordersten Wagen setzen kann, dieselben Wege wie das Pferd machen muß, so daß beispielsweise bei einer Schichtleistung von 50 Nutz-tkm und Zügen von je 5 t Nutzlast der Pferdeführer mit dem Pferde  $\frac{2 \cdot 50}{5} = 20$  km je Schicht gehen muß.

Günstig ist für die Pferdeförderung, daß ein Pferd vorübergehend stark überlastungsfähig ist: nach amerikanischen Versuchen<sup>2)</sup> konnte die Leistung für kürzere Zeit auf mehr als das Zehnfache gesteigert werden, was bei

<sup>1)</sup> S. den auf Seite 444 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von Dr. J a h n s, S. 1791.

<sup>2)</sup> Vgl. Bullet. 240, der Agric. Experim. Stat., Iowa State College, Okt. 1926; E. D. C o l l i n s u. A. B. C a i n t.: Trials on draught-horses, wiedergegeben in Technik i. d. Landwirtschaft 1931, Heft 1, S. 36.

Maschinenantrieb nicht möglich ist; bei einem Versuch leisteten zwei Pferde vorübergehend fast 30 PS, und eine Dauerleistung von 1 PS konnte ein großes Pferd, ohne Schaden zu nehmen, länger als einen Tag hergeben. Ferner ist ein Vorteil der Pferdeförderung ihre weitgehende Anpassungsfähigkeit: ein Pferd kann nach Bedarf für einige Stunden eingesetzt werden und dann wieder ruhen, wodurch man auch stark wechselnden Förderansprüchen gerecht werden kann. Nachteilig ist andererseits (im Vergleich mit der Lokomotivförderung), daß ein Pferd nur ziehen, eine Lokomotive dagegen ziehen und drücken kann, was für den Verschiebe- und Zugwechselbetrieb wichtig ist.

Die Kosten der Pferdeförderung je Tonnenkilometer hängen zunächst von den Förderverhältnissen ab: Länge und Querschnitt der Strecken, Temperatur, Beschaffenheit des Oberbaues, Verhalten der Sohle, Grad der Ausnutzung der Leistungsfähigkeit der Pferde können die Kosten stark nach oben und unten hin beeinflussen. Ferner ist von Belang, ob man Pferde oder Ponies verwendet, ob die Tiere im Eigentum der Zeche stehen oder von Unternehmern gestellt werden und ob die Pferdeführer nur für die Pferdeförderung beansprucht werden oder noch zu anderen Arbeiten herangezogen werden können. Für die Verhältnisse im Ruhrbezirk kann man im allgemeinen, wenn die Pferde vom Unternehmer gestellt werden, mit folgenden Monatsausgaben für ein Pferd rechnen:

Kostenarten	Einzelbeträge M	in % der Gesamtkosten rund
Miete und Futterkosten . . . . .	110—130 M	41,4
Hufbeschlag . . . . .	4—5 „	1,5
anteiliger Lohnbetrag für Stallknechte . . . . .	20—25 „	7,7
Pferdestall und seine Unterhaltung <sup>1)</sup> . . . . .	6—7 „	2,2
Pferdeführer . . . . .	125—150 „	47,2
insgesamt	265—317 M	100,0

<sup>1)</sup> Kosten für Teilstreckenförderung höher wegen der kürzeren Lebenszeit der Pferdeställe.

Leistet das Pferd durchschnittlich 25 tkm je Schicht, so kostet 1 Nutztkm rund 42—51 M.

Beim Vergleich der Kosten der Pferdeförderung mit denjenigen der Lokomotivförderung sind die im allgemeinen bei der letzteren höheren Ausgaben für Oberbau und Streckenunterhaltung entsprechend in Rechnung zu stellen.

Für die Förderung auf der Hauptsohle, wo die Arbeits- und Ausnutzungsbedingungen wesentlich günstiger sind, kann man die Kosten je Nutztkm auf etwa 25—30 M veranschlagen.

Auf die Tonne Kohlen umgerechnet, stellt sich das Verhältnis zwischen diesen Beträgen umgekehrt, da die Förderwege auf den Teilstrecken kurz, auf der Hauptsohle lang sind.

### b) Maschinenmäßige Streckenförderung.

91. — **Einteilung.** Für den Maschinenbetrieb der Streckenförderung kommt die Pendel- und die Dauerförderung (vgl. Ziff. 2) in Frage. Erstere

wird vertreten durch die Wagenförderung mit Haspeln und Lokomotiven, letztere durch die Wagenförderung mit endlosem Zugmittel und durch die Stromförderung; diese wiederum ist in der Hauptsache die Bandförderung, da die Rutschenförderung, wenn man der Förderstrecke nicht eine gewisse Neigung geben kann, nur ausnahmsweise wirtschaftlich ist.

Bei der Wagenförderung ist noch zwischen dem Antrieb durch feststehende und demjenigen durch mitfahrende Maschinen zu unterscheiden. Im ersteren Falle bewegt die Maschine die Wagen mit Hilfe eines Seiles oder einer Kette, und zwar können die Wagen entweder zuvor zu Zügen zusammengestellt und dann mit dem Zugmittel gekuppelt, oder es kann jeder Wagen einzeln angeschlagen bzw. abgehängt werden. Es ist also bei der Förderung mit feststehenden Maschinen noch diejenige mit ganzen Zügen und einzelnen Wagen zu unterscheiden. Die Förderung mit beweglichen Maschinen, d. h. die Lokomotivförderung, kann dagegen sinngemäß nur zugweise erfolgen.

### 1. Förderung mittels feststehender Maschinen<sup>1)</sup>.

#### Seil- und Kettenförderungen.

**92. — Vorbemerkung.** Soll eine Streckenförderung von einer feststehenden Maschine angetrieben werden, so sind wieder verschiedene Möglichkeiten gegeben. Zunächst werden je nach dem zur Verwendung kommenden Zugmittel Seil- und Kettenförderungen einerseits und Bandförderungen andererseits unterschieden. Seil- und Kettenförderungen können sowohl mit unterlaufendem als auch mit oberlaufendem (schwebendem) Zugmittel betrieben werden. Ferner gestaltet die Förderung mit Seil sich verschieden, je nachdem mit offenem oder geschlossenem Seile gearbeitet wird, d. h. je nachdem die Wagen an das freie Seilende angehängt bzw. in das zweiteilige Seil eingeschaltet oder aber mit Hilfe besonderer Kuppelungsvorrichtungen von einem geschlossenen oder endlosen Seile mitgenommen werden. Förderungen der letzteren Art werden daher auch als „Förderungen mit Seil ohne Ende“ bezeichnet. Bei der Kettenförderung kommt nur die Förderart mit endloser Kette in Frage.

Die Bandförderung in Strecken bleibt für den Steinkohlenbergbau bei dem heutigen Stande der Technik auf die Teilstreckenförderung beschränkt, wo sie die Wagenförderung bereits in zahlreichen Fällen verdrängt hat; sie ist bereits unter Ziff. 26 u. f. besprochen worden. Auf den Hauptsohlen herrscht dagegen die Wagenförderung noch unbeschränkt.

#### *α) Förderverfahren mit offenem Seil.*

**93. — Förderung mit Vorder- und Hinterseil; Allgemeines.** Die Förderarten mit offenem Seil lassen sich alle auf das als „Förderung mit Vorder- und Hinterseil“ bezeichnete Verfahren zurückführen.

Eine Einrichtung für die Förderung mit Vorder- und Hinterseil im eigentlichen Sinne entspricht ihrem Antriebe nach der bereits in Ziff. 39 beschriebenen

<sup>1)</sup> S. das auf S. 329 in Anm. <sup>1)</sup> angeführte Werk von G. v. Hanffstengel, 1. Bd., 3. Aufl., 1921; — ferner Ann. d. min. de Belg. 1924, S. 148 u. f.; A. Meyers: Le trainage électrique par câbles sans fin aux charbonnages de Winterslag; — ferner Rev. de l'ind. min. 1925, Nr. 113, S. 375 u. f.; M. Forquin: Note sur les trainages par câbles au fond.

Schrapperrförderung. Sie besteht nach Abb. 538 aus einer eingeleisigen Förderstrecke, in der sich das Haupt- oder Vorderseil  $v$  bewegt, während seitlich das Neben- oder Hinterseil  $h$  mittels der Umkehrscheibe  $u$  zur Maschine zurückgeführt wird. Diese ist mit zwei Trommeln  $t_1$   $t_2$  ausgerüstet, von denen jeweils die eine durch eine ausrückbare Kuppelung fest mit der Achse gekuppelt wird, während die zweite lose läuft. Der volle Zug wird durch Aufwickeln des Vorderseiles herangeholt, wobei das Hinterseil sich selbsttätig von der lose mitlaufenden zweiten Trommel abwickelt; für die gegenläufige Förderung



Abb. 538. Förderung mit Vorder- und Hinterseil.

des leeren Zuges werden die Trommeln umgekehrt gekuppelt. Die Bewegung der losen Trommel wird durch eine Bremse nach Bedarf geregelt, was namentlich für wechselndes Gefälle wichtig ist. Erforderlich ist hiernach eine Gesamtseillänge gleich der dreifachen Streckenlänge, jedoch kann das Hinterseil, wenn es nur leere Wagen zu ziehen hat, also Bergeförderung nicht in Betracht kommt, schwächer sein. Die Wagenzahl der Züge schwankt etwa zwischen 50 und 150.

Sitzen die beiden Antriebstrommeln nicht auf der gleichen Welle, sondern sind sie getrennt an beiden Endpunkten der Bahn aufgestellt, so ergibt sich eine Förderung mit zwei Streckenhaspeln, zwischen denen der Wagenzug hin- und hergezogen wird; dieses Förderverfahren wird auch als „Förderung mit Seil und Gegenseil“ bezeichnet.

94. — **Schlepperhaspelförderung.** Diese Förderverfahren haben unter der Sammelbezeichnung „Schlepper- oder Streckenhaspelförderung“ heute eine große Bedeutung für die Teilstreckenförderung bei flacher Lagerung gewonnen. Für steiles Einfallen kommen die Streckenhaspel vorzugsweise dann in Betracht, wenn ein einzelnes Flöz von mindestens mittlerer Mächtigkeit mit Schräg- oder Firstenbau abgebaut wird und daher auf eine Teilstrecke bereits eine genügende Fördermenge entfällt. Beim Gruppenbau, der mit seinen zahlreichen einzelnen Förderstrecken und jeweils geringen Fördermengen an und für sich weniger für dieses Förderverfahren geeignet ist, hat man sich verschiedentlich mit fahrbaren „Wanderhaspeln“ geholfen.

Durch die Einführung der Pfeil- und Stirnradmotoren ist die Anwendung der Schlepperhaspel auf den nicht mit elektrischer Betriebskraft ausgerüsteten Gruben sehr erleichtert worden. Die Abbildungen 539 und 540, die einen Kleinhaspel von Gebr. Eickhoff zeigen, geben eine Vorstellung von dem

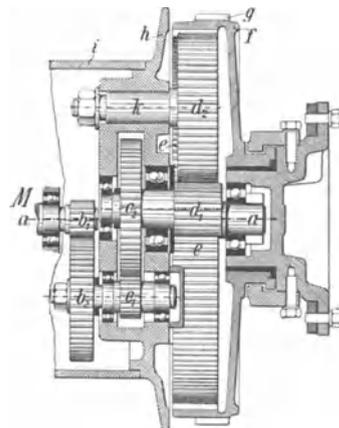


Abb. 539. Eickhoff-Schlepperhaspel (Teilschnitt).

gedrängten und einfachen Bau eines solchen Antriebes. Der Pfeilradmotor ist (bei *M* in Abb. 539) in der Seiltrommel selbst untergebracht. Die Motorwelle *a* (Abb. 539) überträgt ihre Drehung durch die doppelte Vorgelege *b*<sub>1</sub> *b*<sub>2</sub> und *c*<sub>1</sub> *c*<sub>2</sub> auf das Ritzel *d*<sub>1</sub> und durch dieses auf das Planetenrad *d*<sub>2</sub>. Dieses nimmt mit Hilfe des Innenzahnkranzes *e* die Scheibe *f* mit, solange diese nicht durch Einlegen der Sperrklinke *m* (Abb. 540) in den Außenzahnkranz *g* festgehalten wird. Tritt letzteres ein, so wandert das Rad *d*<sub>2</sub> auf der Innenverzahnung *e* entlang und nimmt dabei die Scheibe *h* nebst dem Trommelmantel *i* durch Vermittlung ihrer Achse *k* mit. Aus Abb. 540 ist die Verlagerung des Haspels auf einem Profileisen-gestell *a* ersichtlich, das durch Herunterklappen der Bügel *b* auf dem Gestänge befestigt wird und den Haspel mittels der Grundplatte *c* und der Ständer *d* trägt; außerdem bezeichnet *l* den Hebel für die Sperrklinke *m*, *n* den Hebel für das Luftventil und *o* die Kurbel für die Bremse.

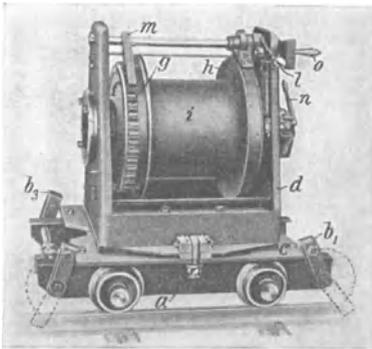


Abb. 540. Eickhoff-Schlepperhaspel, Gesamtbild.

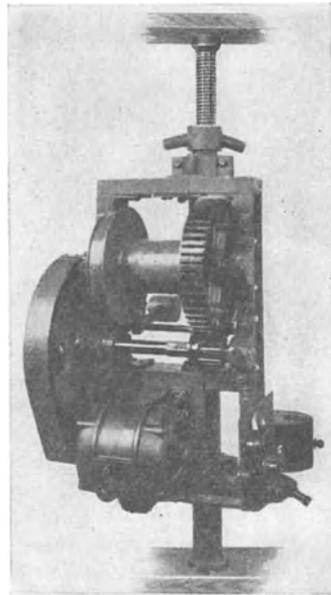


Abb. 541. Säulenaspel der Maschinenfabrik A. Beien.

Der Haspel wiegt 325 kg und entwickelt bei ordnungsmäßiger Belastung 10 PS; er zieht bei einem Druck von 4 atü 25 Bergewagen von je 1600 kg oder 35 Kohlenwagen von je 1300 kg Gesamtgewicht mit einer Geschwindigkeit von 0,9–1,2 m/s. Er kann sowohl als stehender wie auch als fahrbarer Haspel (Abb. 540) verwandt, auch wie in Abb. 541 an einer Spannsäule befestigt und schließlich auch auf den Kappen der Zimmerung verlagert werden. Die auf das Seil übertragenen Zugkräfte und Geschwindigkeiten in ihrer Abhängigkeit vom Preßluftdruck und von den entwickelten Pferdestärken ergeben sich aus dem Schaubild in Abb. 542, nach dem z. B. bei 8 PS und etwa 3,8 atü eine Zugkraft von 600 kg (entsprechend rund 19 Bergewagen bei einem Widerstand von 20 kg/t) ausgeübt und eine Geschwindigkeit von 1,0 m/s erreicht werden kann, wogegen diese Zahlen bei 3 PS und 2,25 atü 300 kg (entsprechend rd. 9 Bergewagen) und 0,75 m/s betragen.

Der Dusterloh-Haspel nach Abb. 543 wird durch einen Geradzahn-(Stirnrad-) Motor angetrieben und zeigt ein doppeltes Vorgelege. Das Entkuppeln der Trommel wird durch Ausrücken einer Kuppelung mittels des hinteren Hebels ermöglicht.

Ähnliche Haspel bauen Frölich & Klüpfel in Unterbarmen, die Maschinenfabrik Mönninghoff, G. m. b. H., in Bochum, die Maschinenfabrik A. Beien, G. m. b. H., in Herne u. a. Die letztere Firma hat auch einen Kleinhaspel auf den Markt gebracht, der in erster Linie dem Verschiebebetrieb dient und aus Leichtmetall hergestellt wird, so daß er nur 45 kg wiegt; seine Abmessungen betragen 55 · 34 · 31,5 cm. Ein solcher Haspel soll 2 PS entwickeln und bei einem Betriebsdruck von 5 atü 7 Wagen zu je 1500 kg Gewicht mit einer Seilgeschwindigkeit von 0,7 m/s ziehen können<sup>1)</sup>.

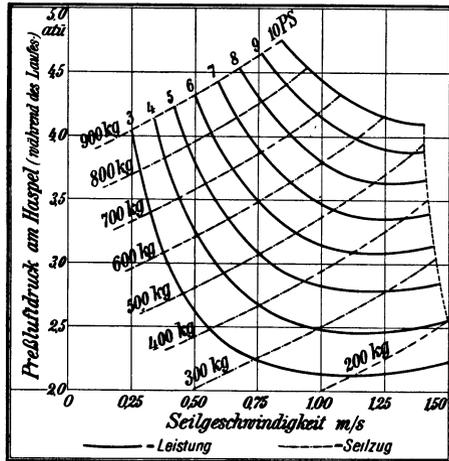


Abb. 542. Betriebschaubild für den Eickhoff-Haspel.

Beim elektrisch angetriebenen Schlepperhaspel der Siemens-Schuckert-Werke liegt der Motor wie beim Eickhoff-Haspel in der Trommel, so daß

sich eine sehr gedrängte Bauart ergibt. Der Motor (Drehstrommotor mit Kurzschlußanker) liefert

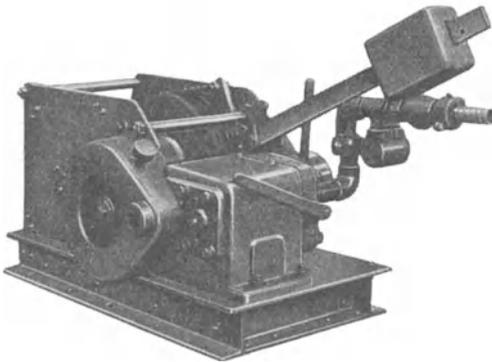


Abb. 543. Streckenhaspel der Maschinenfabrik Düsterloh.

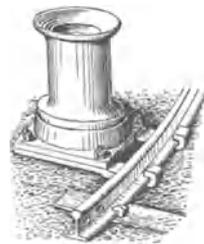


Abb. 544. Kurzschlußanker für Streckenhaspelförderung.

eine Dauerleistung von 4,4 kW, eine Höchstleistung von 8,5 kW. Der Haspel wiegt nebst Grundrahmen 610 kg. Die Steuerung wird bei ständig in einer Richtung durchlaufendem Motor durch zwei Bremsen bewirkt, die durch einen Handhebel betätigt werden und von denen die eine auf die Trommel, die an-

<sup>1)</sup> Glückauf 1931, Nr. 36, S. 1153 u. f.; A. Sauer mann: Mitnehmerhaspel mit Antrieb durch Druckluft-Pfeilradmotor oder Elektromotor.

dere auf das Vorgelege wirkt. Die Trommelbremse arbeitet als Lüftungsbremse; Loslassen des Steuerhebels bewirkt selbsttätiges Stillsetzen der Trommel.

Das Seil greift am vordersten Wagen mittels eines in seinen Ring fassenden oder über seine Stirnwand greifenden Hakens an. Für die Seilführung in Krümmungen genügen einfache Kurvenrollen nach Abb. 544 mit einer entsprechenden Höhe, um dem Seil ein genügendes Spiel zu gestatten. Bei höherer Lage des Seiles müssen auch die Rollen höher gebaut werden.

Beispiele für die Verwendung des Schlepperhaspels zeigen die Abbildungen 545 und 546. Abb. 545 veranschaulicht einen Rutschenstreben mit „fliegenden Wechsell“ auf den beiden Förderstrecken. Die Haspelförderung dient hier als Hilfseinrichtung der Lokomotivförderung (vgl. S. 628, Abb. 737). Der

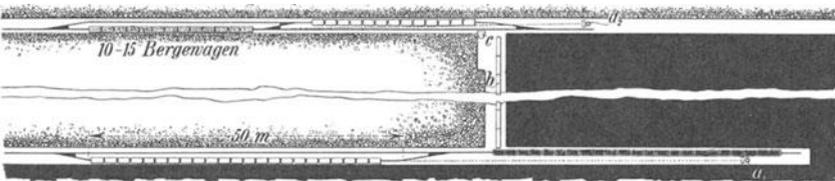


Abb. 545. Kohlen- und Bergförderung mit Schlepperhaspeln.

Schlepperhaspel  $a_1$  zieht die von der Lokomotive herangeförderten leeren Wagen über die vordere Weiche in das Sackgleis am Ende der Strecke, wo sie, an der Rutsche  $b$  vorbeilaufend, gefüllt werden und so ihre Vorgänger weiter drücken, bis der volle Zug fertig ist und von der Lokomotive, die in

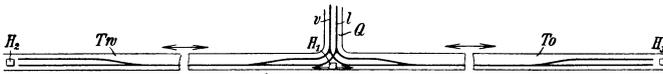


Abb. 546. Förderverfahren mit 3 Schlepperhaspeln von Düsterloh im Seil- und Gegenseilbetrieb.

dem dargestellten Zeitpunkt gerade den neuen Leerzug gebracht hat, abgeholt werden kann. Auf der Teilsohle vermittelt der Haspel  $a_2$  in gleicher Weise das Heranholen der Bergewagen zur Kippstelle  $c$ .

Abb. 546 zeigt das Zusammenarbeiten eines in der Mitte gegenüber der Einmündung des Querschlags  $Q$  stehenden Haspels  $H_1$  mit den an den Enden der westlichen und östlichen Teilstrecke  $Tw$  und  $To$  aufgestellten und mit dem Abbau wandernden Haspeln  $H_2$  und  $H_3$ ; die Haspelförderung vermittelt hier wieder die Verbindung mit der im Querschlage für das Leergleis  $l$  und das Vollgleis  $v$  umgehenden Lokomotivförderung.

Um die Schlepperhaspel auch für den Gruppenbau mit niedrigen Abbaustößen (Strebbau) mit seiner zersplitterten Förderung nutzbar zu machen, kann man fest aufgestellte Haspel auf den einzelnen Ortsquerschlägen mit fahrbaren „Wanderhaspeln“ in den verschiedenen Ortstrecken zusammenarbeiten lassen und die letzteren von „Wanderschleppern“, die nach Bedarf die einzelnen Füll- und Kippstellen bedienen, jeweilig an Ort und Stelle bringen lassen<sup>1)</sup>. Ein solches Verfahren eignet sich für Bauabteilungen, in

<sup>1)</sup> S. Bergbau 1928, Nr. 30, S. 365 u. f.; H. Grahn: Die Förderung mit dem Schlepperhaspel.

denen die Zahl der zu einer Fördergruppe zusammengefaßten Flöze nicht groß genug ist, um die größere Kapitalanlage für Abbaulokomotiven zu rechtfertigen.

**95. — Die Kosten der Schlepperhaspelförderung** hängen in der Hauptsache vom Luftverbrauch, von den Löhnen für die Bedienungsleute und vom Seilverschleiß ab. Die Lohnkosten treten dann stark zurück, wenn der Haspelwärter, wie das vielfach der Fall ist, gleichzeitig zu anderen Arbeiten (als Wagenfüller, Bergekipper u. dgl.) herangezogen werden kann. Der Seilverschleiß wächst mit zunehmender Zahl der Streckenkrümmungen und kann außerdem durch nachlässige Behandlung erheblich vergrößert werden; hier ist besonders das rasche Straffziehen des durchhängenden Seiles beim Anziehen vom Übel.

Die Anschaffungskosten betragen beispielsweise für eine Strecke von 150 m Länge mit drei Krümmungen und Doppel-Haspelbetrieb:

2 Haspel, 7 PS, je 700 $\mathcal{M}$ . . . . .	1400,— $\mathcal{M}$
160 m Seil, 8 mm $\odot$ , 0,3 kg/m, 0,80 $\mathcal{M}$ /kg . . . . .	38,40 $\mathcal{M}$
3 Kurvenrollen je 20 $\mathcal{M}$ . . . . .	60,— $\mathcal{M}$

Die monatlichen Betriebskosten stellen sich dann etwa wie folgt:

Tilgung und Verzinsung 45 % jährlich von 1460 $\mathcal{M}$ . . . . .	65,70 $\mathcal{M}$
Seilverschleiß (monatlich 1 Seil) . . . . .	38,40 $\mathcal{M}$
Instandhaltung (Schmierung, Ersatzteile, anteilige Schlosserlöhne). . . . .	30,— $\mathcal{M}$
Luftverbrauch (60 m <sup>3</sup> /h je PSh zu 0,35 $\mathcal{M}$ /m <sup>3</sup> ) bei täglich 3 Betriebsstunden und 5 PS Durchschnittsbelastung: 25 · 3 · 60 · 2 · 5 · 0,0035 . . . . .	158,— $\mathcal{M}$
Lohnanteil für Bedienung (4,— $\mathcal{M}$ /Schicht), 2 Schichten täglich . . . . .	200,— $\mathcal{M}$
	492,10 $\mathcal{M}$

Wird mit einer Durchschnittsgeschwindigkeit von 0,9 m/s auf einer durchschnittlichen Länge von 150 m mit Zügen von 15 Wagen gefördert, deren jeder 700 kg Kohlen und für die Rückfahrt 1100 kg Berge faßt, und rechnet man für die Pausen an den Endpunkten je 3 min = 180 s, so ergibt sich eine durchschnittliche Zugbelastung von  $\frac{15 \cdot (0,7 + 1,1)}{2} = 13,5$  t

und eine Stundenleistung von  $\frac{3600 \cdot 13,5}{150 \cdot 0,9 + 180} = 140$  t, wobei auf reine Förderzeit nur  $\frac{3600 \cdot 150 : 0,9}{150 \cdot 0,9 + 180} = 1730$  s, also annähernd  $\frac{1}{2}$  Stunde, entfallen würde. In den für den Luftverbrauch angenommenen 3 Stunden reiner Förderzeit könnten also  $6 \cdot 140 = 840$  t gefördert und  $840 \cdot 0,15 = 126$  tkm geleistet werden, und bei 25 Betriebstagen monatlich würden sich die Kosten je Tonnenkilometer auf  $492,10 : (25 \cdot 126) \sim 0,16$   $\mathcal{M}$ , die Kosten je t Kohlenförderung auf  $492,10 : (25 \cdot 327) \sim 0,06$   $\mathcal{M}$  stellen.

Bei schlechterer Ausnutzung und stärkerem Seilverschleiß können aber die Kosten je Tonnenkilometer wesentlich steigen, und Wedding gibt in seinem mehrerwähnten Aufsätze für den Ruhrbezirk sogar 0,64  $\mathcal{M}$  an, bei einer durchschnittlichen Tagesleistung von nur 35 t Kohle.

**96. — Anderes Förderverfahren.** Wird die vorstehend beschriebene Einrichtung dahin abgeändert, daß auf zwei Gleisen gleichzeitig gefördert wird, indem auf dem einen ein voller Zug zum Schachte, auf dem anderen ein leerer Zug ins Feld läuft, so sind zwei stärkere Förderseile nötig, während die beiden Züge hinten durch ein schwächeres Hinterseil verbunden sind. Diese Förderart wird als „Förderung mit zwei Vorderseilen und einem Hinterseil“ bezeichnet.

*β) Förderung mit geschlossenem Zugmittel.*

(Förderung mit Seil oder Kette ohne Ende.)

97. — **Wesen und Bedeutung.** Bei der Förderung mit einem in sich selbst zurücklaufenden Zugmittel bewegt dieses sich oberhalb oder unterhalb der Wagen und nimmt an den Endpunkten sowohl wie auch an Zwischenanschlagspunkten die mit ihm durch besondere Einrichtungen zu kuppelnden Förderwagen auf.

Im allgemeinen kommen für unsere Verhältnisse für die Förderung in den Hauptsohlenstrecken von den verschiedenen Förderverfahren mit feststehenden Maschinen nur noch diejenigen mit geschlossenem Zugmittel in Betracht.

98. — **Unterarten der Förderung mit endlosem Zugmittel.** Die bei diesem Förderverfahren gemäß Ziff. 97 möglichen Unterschiede kommen in der folgenden Aufzählung zur Geltung:

1. Förderung mit schwebendem Seil oder schwebender Kette und einzelnen Wagen,
2. Förderung mit unterlaufender Kette und einzelnen Wagen,
3. Förderung mit unterlaufendem Seil und ganzen Zügen (mit besonderen Zugführern).

Hierzu ist zunächst zu bemerken, daß das unter 3. genannte Verfahren zwar verschiedentlich auch in Deutschland angewandt worden ist, daß aber seine Anwendung vereinzelt geblieben und es heute wieder fallen gelassen worden ist, da durch die Vereinigung der Wagen zu Zügen ein Teil der Vorzüge der Förderung mit endlosem Zugmittel (s. Ziff. 117) geopfert werden muß und sich für die Zugförderung diejenige mittels Lokomotiven durchgesetzt hat. Allerdings ergibt sich bei dem Förderverfahren 1., wenn es mit Seil betrieben wird, vielfach ein gewisser Übergang zum Verfahren 3., indem statt eines Wagens Gruppen von je 3—10 Wagen an das Seil angeschlagen werden (s. Ziff. 110).

Das Förderverfahren 2. kommt unter Tage nur als Hilfsförderung für die Bedienung von Füllörtern und für ähnliche Aufgaben in Betracht. Im übrigen eignen sich unterlaufende Zugmittel vorzugsweise für die Förderung über Tage, da sie dort die erforderliche freie Bewegung der Leute quer zum Gleise am wenigsten hindern. Unter Tage dagegen spielt dieser Gesichtspunkt keine Rolle, hier ist vielmehr andererseits das unterlaufende Zugmittel wegen des starken Verschleißes infolge von Verschmutzung dem schwebend geführten unterlegen.

*aa) Förderung mit schwebendem Seil ohne Ende.*

99. — **Antrieb. Allgemeines<sup>1)</sup>.** Die Antriebsmaschine muß imstande sein, lediglich durch Reibung die ganze Bewegung auf das Seil zu übertragen. Dabei ist immer die größtmögliche Schonung des Seiles im Auge zu behalten, da der Seilverschleiß einen wesentlichen Anteil an den (an sich nicht sehr hohen) Förderkosten hat. Zur Erzielung einer genügend rauhen Oberfläche werden die Rillen der Antriebscheiben mit Holz oder Leder ausgefütert, wodurch gleichzeitig Seile und Scheiben erheblich geschont werden. Holz-

<sup>1)</sup> S. auch Dr.-Ing. H. Heumann: Wechselscheibenseilgetriebe (Wittenberg, A. Ziemsen), 1930.

futter wird durch eine Anzahl von Klötzen aus hartem Holz gebildet, die mit der Hirnseite nach außen zu liegen kommen. Beispiele liefern die Abbildungen 547a und b. Eine Lederausfütterung der Gesellschaft für Förderanlagen Ernst Heckel m. b. H. in Saarbrücken zeigt Abb. 548. In den Lederstreifen  $l$ , der aus lauter einzelnen Querscheiben besteht, ist hier ein Draht  $d$  eingebettet, dessen Enden  $d_1, d_2$  nach innen geführt und mittels der Haken  $h_1, h_2$  an zwei Speichen der Treibscheibe befestigt sind.

Bei allen Antrieben ist wegen der in Betracht kommenden geringen Seilgeschwindigkeiten von 0,5–1,2 m eine starke Übersetzung notwendig.

Zu berücksichtigen ist noch, daß die Seilspannung an allen Stellen des Seiles verschieden ist; sie nimmt von der Ablaufstelle des Leerseils an fortgesetzt zu, und zwar hinter jedem Wagen und hinter jeder Kurvenrolle um das Maß des von diesen ausgeübten Widerstandes.

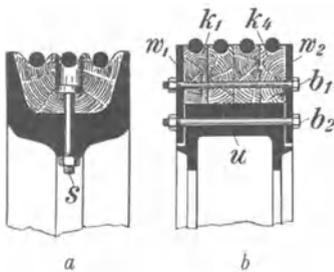


Abb. 547 a und b. Holzfutter bei Treibscheiben für endloses Seil.

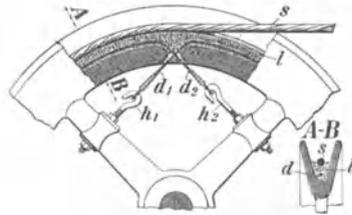


Abb. 548. Heckelsches Lederfutter für Treibscheiben.

**100. — Mehrillige Treibscheiben**, wie sie zur Vergrößerung des Umschlingungswinkels für das mitzunehmende Seil vielfach angewandt werden, machen Gegenscheiben notwendig, durch die das Seil zur nächsten Rille zurückgeführt wird. Statt einer mehrilligen Antriebscheibe können auch mehrere einrillige Scheiben benutzt werden. Bezüglich der Zahl der Rillen bzw. Scheiben ist zu berücksichtigen, daß jede Rille infolge der in ihr herrschenden Reibung einen gewissen Unterschied in die auf das ablaufende und auf das auflaufende Seilende wirkenden Zugkräfte bringt, und zwar hat man im allgemeinen bei einer halben Umschlingung ( $180^\circ$ ) die Spannung im ablaufenden Seiltrum mit 1,9–2,5, je nach den Reibungsverhältnissen, zu multiplizieren, um die Spannung im auflaufenden Trumm zu erhalten<sup>1)</sup>. Soll also z. B. bei einer Reibungszahl<sup>2)</sup> von 2,5 eine Gesamtlast von 5000 kg auf der Seite der vollen Wagen („Vollseil“) herangeholt werden, so würde bei nur einer Rille im ablaufenden Trumme („Leerseil“) noch eine Spannung von  $\frac{5000}{2,5} = 2000$  kg herrschen müssen, die man als „tote Spannung“ bezeichnet. Derartig große tote Spannungen müssen aber vermieden werden, da sie eine sehr hohe Beanspruchung der verschiedenen Ablenk- und Kurvenrollen und damit einen starken Verschleiß dieser Rollen und besonders des Seiles selbst im Gefolge haben würden. Man vermehrt daher die Zahl der Antriebsrillen so lange, bis man auf eine tote Spannung von einigen

<sup>1)</sup> Näheres s. in dem auf S. 334 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Buch von J. Maereks, S. 134 u. f.

hundert Kilogramm, je nach der Länge der Strecke und der Zahl der Krümmungen, herunterkommt. Im vorliegenden Falle würde man z. B. diese Spannung durch eine weitere Rille auf  $2000 : 2,5 = 800$  kg, durch eine dritte auf  $800 : 2,5 = 320$  kg herabdrücken können.

Aus der schematischen Abb. 549 sind sowohl die Seilspannungen in den verschiedenen Seiltruppen wie auch die diesen Spannungen entsprechenden

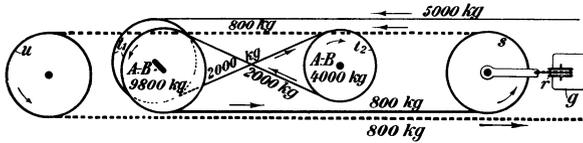


Abb. 549. Schematische Darstellung der Anordnung einer zwei-rilligen Treibscheibe nebst Gegen-, Umkehr- und Spannscheiben.

Belastungen der Achsen zu entnehmen. Dabei ist durch verschiedene Stärken der Linien angedeutet, daß mit der wachsenden Zugspannung eine Dehnung des Seiles und daher eine kleine Verringerung des Seildurchmessers Hand in Hand geht. Die Reibungszahl ist mit 2,5 angenommen. Die Treibscheibe ist mit  $t_1$ , die Gegenscheibe mit  $t_2$ , die Spannscheibe (Ziff. 103) mit  $s$ , das Gegengewicht mit  $g$  bezeichnet;  $u$  ist die Umkehrscheibe. Die auf die einzelnen Achsen wirkenden Gesamtkräfte sind bei A.-B. (Achsbelastung) angegeben.

Zwischen den einzelnen Rillen der Treibscheibe  $t_1$  und der Gegenscheibe  $t_2$  findet ein seitliches

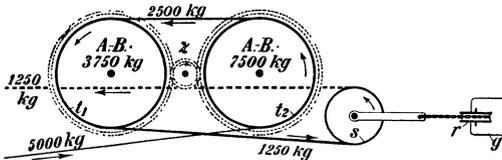


Abb. 550. Schema eines Heckelschen Antriebes für Förderung mit endlosem Seil.

Ablenken des Seiles statt. Da dieses das Seil und die Rillenwangen infolge der seitlichen Reibung stark beansprucht, so legt man vielfach die Gegenscheiben-Achse etwas schräg, um so zu erreichen, daß das von der einen Scheibe

ablaufende Seil ohne Ablenkung in die entsprechende Rille der anderen Scheibe einlaufen kann. Das empfiehlt sich namentlich bei geringem Scheibenabstand (vgl. Abb. 561 auf S. 463 sowie auch Abb. 642 auf S. 544). Die mehrrilligen Antriebscheiben haben den Übelstand, daß auf die einzelnen Rillen und Seilstücke verschieden große Kräfte einwirken. Da nämlich die Seilspannung von der Auflaufseite her nach der Ablaufseite hin abnimmt, so unterliegt die Rille an der Auflaufseite der Treibscheibe einem bedeutend stärkeren Drucke und damit auch einer stärkeren Abnutzung als die Rille am Ablaufende. Infolgedessen wird der Umfang der ersten Rille allmählich kleiner als derjenige der letzten, d. h. die erste Rille wickelt in der Zeiteinheit weniger Seil auf, als die letzte aufnehmen will. In demselben Sinne wirkt das Verhalten des elastischen Seiles selbst. Der ersten Rille wird nämlich in der Zeiteinheit das längste, weil am stärksten ausgereckte, der letzten Rille das kürzeste Seilstück zugeführt; also gerade die letzte Rille, die ihrem Umfange nach das längste Stück in der gleichen Zeit durchziehen müßte, erhält das kürzeste. Dadurch entstehen immer stärkere Spannungen, die sich schließlich in einem Rutschen des Seiles,

wodurch dieses stark leidet, oder noch ungünstiger in dem Bruch einer Scheibe äußern.

Dieser Nachteil der mehrrilligen Antriebscheiben mit Gegenscheiben hat die Gesellschaft für Förderanlagen Ernst Heckel m. b. H. zu der in Abb. 550 dargestellten Anordnung geführt. Hier sind Gegenscheiben gänzlich vermieden; es kommen also nur Treibscheiben  $t_1 t_2$  zur Verwendung, die durch ein Stirnradgetriebe mit Hilfe des Ritzels  $z$  gedreht werden. Dadurch wird die insgesamt vom Seile umschlungene Fläche wesentlich verringert und infolgedessen ein gewisses Gleiten des Seiles zum Ausgleich der erwähnten Spannungsunterschiede ohne größeren Schaden für Seil und Scheiben ermöglicht. Auch ist der Durchmesser der Scheiben so groß (3—7 m) gewählt, daß die Seildrücke auf die Flächeneinheit in mäßigen Grenzen bleiben und infolgedessen auch die Unterschiede im Verschleiß beider Rillen verhältnismäßig gering sind. Infolge der Verringerung der Zahl der Scheiben fallen die Achsdrücke, wie auch die Abbildungen erkennen lassen, bedeutend geringer als bei den anderen Anordnungen aus. Durch die großen Scheibendurchmesser und die dadurch bedingten sanften Biegungen und geringen Auflagedrücke wird das Seil geschont.

Ein selbsttätiges Anpassen des Antriebes an die Belastungsunterschiede der Treibscheiben ermöglicht das von Dipl.-Ing. O. Ohnesorge in Bochum angegebene Ausgleichsgetriebe, das den Treibscheiben eine selbständige Bewegung gestattet, ohne ihre Verbindung mit dem Antriebe aufzuheben. Das geschieht gemäß Abb. 551 dadurch, daß die vom Motor angetriebene Welle  $d$  den auf ihr festgekeilten Doppelarm  $e$  mitnimmt, auf dessen Enden zwei Kegelräder („Planetenräder“)  $f_1$  und  $f_2$  drehbar befestigt sind, die in die großen Kegelräder („Sonnenträder“)  $g_1$  und  $g_2$  eingreifen. Das Sonnenrad  $g_1$  nimmt durch Vermittlung der Hülse  $i$  das Ritzel  $k$ , damit das Zahnrad  $l$  und die Treibscheibe  $T_1$  mit, während die Bewegung des Rades  $g_2$  durch das Stirnradgetriebe  $m n$ , die Welle  $o$  und das Stirnradgetriebe  $p r$  auf die Treibscheibe  $T_2$  übertragen wird. Die beiden Sonnenräder werden durch die Planetenräder gleichmäßig mitgenommen, solange die Spannung im Seil sich in den gewöhnlichen Grenzen hält, können sich aber, da ja die Planetenräder um ihre Achse drehbar sind, unabhängig voneinander bewegen, sobald die Seilspannung zu groß wird; es eilt also nach und nach das

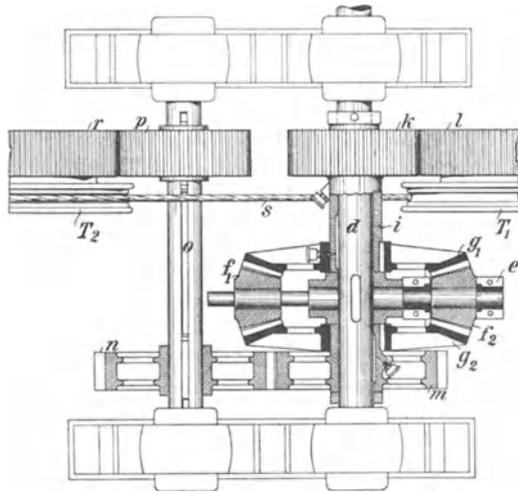


Abb. 551. Ausgleichsgetriebe nach Ohnesorge.

eine Rad dem anderen und damit auch die eine Treibscheibe der anderen etwas voraus und gleicht dadurch den verschiedenartigen Verschleiß wieder aus.

Die Vorrichtung läßt sich ohne große Schwierigkeiten in vorhandene Anlagen einbauen und hat bereits zahlreiche Anwendungen zu verzeichnen<sup>1)</sup>.

**101. — Klemmscheiben.** Da alle Mehrrihlen-Antriebe außer den erwähnten Spannungsunterschieden auch den Nachteil einer erheblichen Achsbelastung sowie einer umständlicheren Bauart des Antriebs bieten, so hat man neuerdings die zuerst von J. Fowler ausgeführte Klemmscheibe wieder aufgegriffen, bei der die erforderliche Reibung durch Klemmen des Seiles in der Rille erzeugt wird, so daß man auch für starke Belastungen mit einer Treibscheibe auskommt. Außerdem kann dann mit Rücksicht auf die kräftige Klemmwirkung der Scheibe selbst die durch die Spannvorrichtung erzeugte tote Spannung im Seil in vorteilhafter Weise herabgesetzt werden. Diesen Vorzügen stand allerdings bei den früheren Ausführungen der Fowler-Scheibe der Nachteil gegenüber, daß das Seil stark angegriffen wurde. Von den verschiedenen neueren Bauarten, die diesen

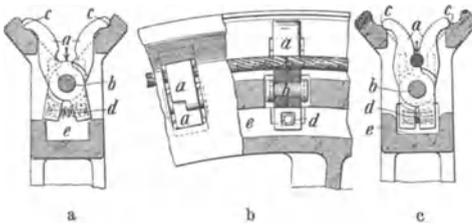


Abb. 552 a—c.

Karlik-Scheibe in Seitenansicht und Querschnitt.

Übelstand bekämpfen sollen, hat sich die von Karlik angegebene, die von der Heckel-Gesellschaft ausgeführt wird, besonders bewährt<sup>2)</sup>. Die Klemmbacken *a* (Abb. 552 a bis c) sind hier als Zangen mit dem Drehbolzen *b* ausgeführt, die sich mit den Spitzen *c* der oberen Schenkel in Rasten des Scheibenkranzes einlegen und zwischen ihren unteren

Schenkeln eine Feder *d* zusammenpressen. Das Seil drückt die Zangen-Drehbolzen nach innen, wobei die Spitzen *c* mitgenommen und gezwungen werden, auf den Schrägflächen der Rasten nach innen zu gleiten und dadurch das Seil zwischen sich festzuklemmen. Der dabei auftretende Druck auf das Seil wird durch die Federn *d* begrenzt, die außerdem nach Ablauf des Seiles wieder für das Öffnen der oberen Zangenarme und ihre Rückkehr in die Ruhestellung sorgen. Das Einwärtswandern der Klemmzangen wird durch ihr Eintauchen in die Rinne *e* des Scheibenkranzes ermöglicht. Rechnet man mit einer Reibungszahl „Stahl auf Stahl“ von 0,09—0,12, so ergibt sich bereits bei halber Umschlingung der Scheibe, also einem Umschlingungswinkel von  $180^\circ$ , eine Klemmwirkung vom 6—15fachen Betrage der toten Seilspannung im Leerseil.

<sup>1)</sup> Näheres s. Glückauf 1921, Nr. 17, S. 385 u. f.; R. Goetze: Die Zugspannungen an Seil- und Kettenbahnen mit mehreren Treibrillen und ihre Regelung durch den Ausgleich von Ohnesorge; — ferner Fördertechnik und Frachtverkehr 1924, Heft 21, S. 297 u. f.; O. Ohnesorge: Mehrscheibenantriebe mit Parallelseilen.

<sup>2)</sup> Näheres s. Fördertechnik und Frachtverkehr 1929, Heft 20, S. 383 u. f.; A. Schurig: Der Einfluß der Karlik-Scheibe auf die Beanspruchung des Zugseiles usw.

Allerdings schaltet auch diese Bauart nachteilige Wirkungen infolge der Einklemmung des Seiles nicht völlig aus<sup>1)</sup>.

Ein Getriebe mit einer solchen Treibscheibe zeigt Abb. 553. Die Riemen-scheibe *a* überträgt ihre Drehung mit Hilfe des Außenvorgeleges *b*<sub>1</sub> *b*<sub>2</sub> und des Innenvorgeleges *c*<sub>1</sub> *c*<sub>2</sub> auf die Karlik-Scheibe *d*. Als Sicherung gegen auftretende Zusatzbeanspruchungen bei Entgleisungen usw. ist noch die Brems-scheibe *e* zwischengeschaltet, die die Achse der beiden Zahn-räder *b*<sub>2</sub> und *c*<sub>1</sub> trägt und für gewöhnlich durch eine Bremse festgehalten wird, bei zu starkem Gegendruck im Zahnkranz *c*<sub>2</sub> aber rutschen kann, so daß dann die Achse mit ihren Zahn-rädern nach Art eines Planetengetriebes umläuft und die Treibscheibe stehenbleiben kann.

Das Gesamtbild eines Antriebs mit Karlik-Scheibe gibt Abb. 554, die gleichzeitig erkennen läßt, wie die Bewegung einer Treibscheibe mit stehender Welle vom (rechtsstehenden) Motor aus durch ein Kegelradvorgelege erfolgt.

Eine andere Lösung der Aufgabe stellt die Treibscheibe der Gewerkschaft Eisenhütte Westfalia in Lünen dar, die mit Flanken-klemmung arbeitet<sup>2)</sup>. Die Treibscheibe setzt sich (Abb. 555) aus dem Zahnkranz *Z* und dem Bremskranz *B* zusammen, die miteinander durch Kegel- oder Kugelflächen *a* eine keilförmige Nut bilden und mittels der angegossenen Ansätze *b* durch Schraubenbolzen zusammengehalten werden. In der Nut liegen die beiden Keilkränze *c*, die infolge ihres

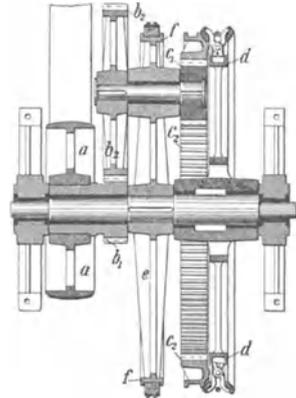


Abb. 553. Karlik-Scheibe mit Antrieb, nach einer Ausführung der Heckel-Gesellschaft.

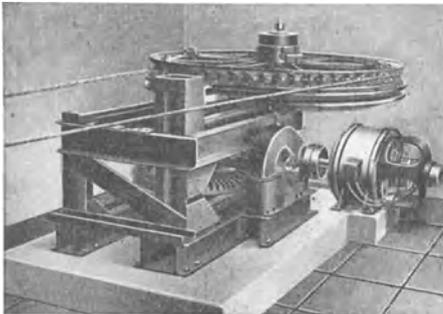


Abb. 554. Antrieb einer Seilbahn mit liegender Karlik-Scheibe.

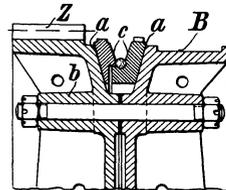


Abb. 555. Teilschnitt durch die Klemmscheibe der Gewerkschaft Eisenhütte Westfalia.

winkelförmigen Querschnitts übereinandergreifen und zwischen ihren Innenflächen das Seil mitnehmen. Infolge des Druckes, den das Seil an der Stelle

<sup>1)</sup> Fördertechnik und Frachtverkehr 1929, Heft 9, S. 143 u. f.; O. Ohnesorge: Wechselscheibenantriebe, besonders mit Spannungsausgleich, und Klemmbacken-scheiben.

<sup>2)</sup> Glückauf 1931, Nr. 11, S. 368 u. f.; H. von Hippel: Neuartige Seil-treibscheibe.

der stärksten Zugbeanspruchung ausübt, werden die beiden Reibkränze hier nach innen gezogen und infolgedessen an der Gegenseite nach außen gedrückt; an den beiden rechtwinkelig zu dieser Achse liegenden Stellen bleibt ungefähr der dem Ruhezustande entsprechende Abstand der Kränze von der Mitte erhalten. Der Zug nach innen bewirkt infolge der keilförmigen Außenflächen eine Verschiebung der Kränze  $b$  und  $c$  gegeneinander mit entsprechender Klemmwirkung auf das Seil.

**102. — Andere Bauarten von Treibscheiben.** Die einfachste Bauart der Treibscheibe ergibt sich, wenn man sie als einrillige Scheibe mit mehrfacher Umschlingung ausführt. Derartige Scheiben erhalten in der Rille zweckmäßig eine parabolische Oberfläche nach Abb. 556, damit das Seil fortwährend leicht nach der Seite des kleinsten Durchmessers hin abwandern kann und nicht zum Übereinandervickeln gezwungen wird. Soll dauernd nur in einer Richtung gefördert werden, wie das bei der Streckenförderung die Regel bildet, so kommt man mit einem Ast der Parabel aus. Diese Scheiben haben aber den Nachteil, daß das Seil fortwährend rutscht, und zwar nicht nur in der beschriebenen Weise in der Achsrichtung, sondern auch in der Zugrichtung, da der große Durchmesser mehr Seil auf- als der kleine abwickelt. Infolgedessen ergibt sich nicht nur ein größerer Seil- und Scheibenschleiß, sondern auch eine nur geringe Zugkraft, die keineswegs der Zahl der Umschlingungen entspricht. Solche Scheiben kommen daher nur für geringe Seilspannungen in Frage.



Abb. 556.  
Parabel-  
scheibe von  
J. Christgen.

Bei der sog. Reibungstrommel läuft das Seil gleichfalls in mehreren Umschlägen um die Antriebscheibe, wird aber auf dieser in Spiralnuten geführt, so daß das Rutschen ausgeschaltet wird. Infolgedessen wandert

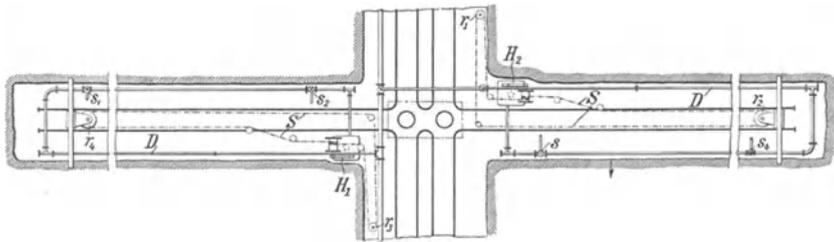


Abb. 557. Streckenförderung mit endlosem Seil von A. Beien.

das Seil über die Scheibe, und diese muß als Trommel von solcher Breite gebaut werden, daß sie für den ganzen, vom Seil zurückzulegenden Weg ausreicht. Dieser Antrieb scheidet daher für Dauerförderer, wie es die Förderungen mit endlosem Zugmittel in der Regel sind, aus und kommt nur für den Fall der Pendelförderung in Betracht, wie sie in Teilstrecken mit den oben besprochenen Streckenhaspeln öfter angewandt wird. Abb. 557 zeigt eine solche Förderanlage für zwei von einem Querschlag abzweigende Teilstrecken, die durch die Haspel  $H_1$  und  $H_2$  bedient werden, deren Seile  $S$  über die Umkehrrollen  $r_1$ ,  $r_2$  und  $r_3$ ,  $r_4$  laufen. Die Förderung erfolgt eingleisig und daher im Pendelbetrieb, so daß die dargestellten Reibungstrommeln

für den Antrieb ausreichen. Ein gewisses Wandern der Endscheiben  $r_2$  und  $r_4$  wird durch Heranrücken der Rollen  $r_1$  und  $r_3$  mit ihren Vorrat-Seillängen an die Haspel ermöglicht. Der sich durch die eingleisige Pendelförderung ergebende seitliche Seilangriff kann bei der Einfachheit der Förderaufgabe in den Kauf genommen werden. Der Schlepper kann die Haspel durch die Lufthähne  $s_1$ — $s_4$  jeweils am hinteren und vorderen Ende der Teilstrecken in Betrieb setzen.

**103. — Die Spannscheibe** ( $s$  in den Abbildungen 549 und 550) mit Belastungsvorrichtung soll dem Seile die nötige „tote“ Spannung geben, damit es nicht zu sehr durchhängt oder von den Kurvenrollen abfällt. Diese Scheibe muß verschiebbar sein, um die unvermeidlichen Längungen des Seiles auszugleichen. Um die Achsbelastung der Spannscheibe und den Druck des Seiles gegen sie (also auch den Seilverschleiß) möglichst zu verringern, legt man diese Scheibe am besten in das von der Maschine kommende Leerseil, da an dieser Stelle die geringste Spannung im ganzen Seile herrscht. Jedoch richtet man bei längeren Seilförderungen zweckmäßig außerdem auch noch die Endscheibe als Spannvorrichtung ein, um mit ihr Längungen noch besonders ausgleichen zu können.

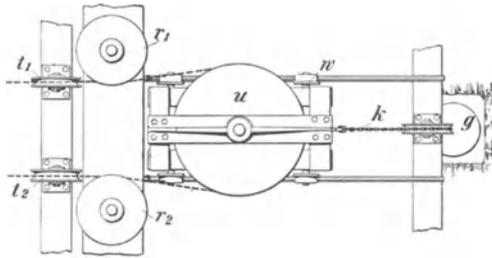


Abb. 558. Spannwagen mit Gegengewicht.

Die Verlagerung der Spannscheibe und die dementsprechende Seilführung ist aus den verschiedenen Abbildungen zu entnehmen. Abb. 558 zeigt die Spannscheibe  $u$  auf einem kleinen Wagen  $w$  verlagert, der durch ein Gewicht  $g$  mit Hilfe der Kette  $k$  angezogen wird. Das Gewicht bewegt sich in einem kleinen Gesenk und muß, wenn es infolge der Längung des Seiles den Boden des Gesenkes erreicht hat, wieder hochgewunden und mit kurzer Kette wieder befestigt werden. Um das Gesenk zu sparen, kann man auch an den Spannschlitten eine Seilwinde anschließen, so daß das Gewicht immer wieder hochgewunden werden kann<sup>1)</sup>.

Andere Spannwerke arbeiten mit Schraubenspindeln, die durch Drehen einer Mutter mittels eines Handrades zurückgezogen werden und dabei die Spannscheibe mittels einer Laschenkette mitnehmen. Doch verdienen die Spannvorrichtungen mit Gewichtsbelastung den Vorzug. Denn einmal wirken sie mit gleichmäßiger Belastung und werden nicht wie die Schraubenspannvorrichtungen durch Menschenhand betätigt, wobei Überspannungen leicht möglich sind. Außerdem aber stellt das Gewicht eine Art Puffer dar, indem es bei ausnahmsweise starken Belastungen des Seiles in der Strecke durch Zusammenstöße u. dgl. hochgehen kann und so Seilbrüche verhütet.

**104. — Lage der Antriebsmaschine.** Für die Lage der Antriebsmaschine und die Seilführung zu und von ihr sind hauptsächlich folgende Erwägungen maßgebend:

<sup>1)</sup> Abb. s. in den früheren Auflagen dieses Bandes.

1. möglichste Schonung des Seiles, daher möglichste Vermeidung von Seilablenkungsrollen oder doch deren Verlegung in das Leerseil statt in das Vollseil;
2. nach Möglichkeit Heranziehung der Seilförderung zur Bedienung am Füllort.

Der zweiten Forderung trägt man jedoch in vielen Fällen schon dadurch Rechnung, daß man vom Seil die vollen Wagen in einer ausreichenden Entfernung vor dem Füllort eine schiefe Ebene heraufziehen läßt, damit sie mit Gefälle dem Schachte zulaufen können (vgl. Abb. 729 auf S. 621). Für den Ablauf der leeren Wagen läßt dieses Gefälle sich auch noch ausnutzen, doch kann man deren Abholen auch durch zweckmäßige Seilführung wesentlich erleichtern, was besonders wichtig ist, wenn außer den leeren Wagen auch Bergewagen eingefördert werden.

Zwei Beispiele für die Lage des Antriebes geben die Abbildungen 559 und 560. In Abb. 559 befindet sich der Schacht *S* am Ende der



Abb. 559.

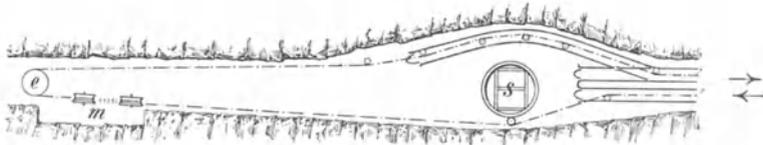


Abb. 560.

Abb. 559 und 560. Beispiele von Streckenförderungen für den Fall, daß der Schacht in der Verlängerung der Hauptförderstrecke liegt.

Hauptförderstrecke und ist nicht zum Durchschieben eingerichtet. Der Maschinenraum ist seitlich angeordnet; die im Gleis *v* ankommenden vollen Wagen werden durch das Seil bis zur Maschine gezogen, um dann mit Gefälle dem Schachte zuzulaufen. Die leeren Wagen (im Gleis *l*) werden unmittelbar am Schachte durch das Seil abgeholt. Voll- und Leerseil werden in gleichem Maße (schwach) abgelenkt. In Abb. 560 ist der Antrieb in die Verlängerung der Hauptförderstrecke hinter den Schacht verlegt; die vollen Wagen werden unmittelbar zum Schachte gezogen, die leeren Wagen gleich hinter dem Schachte abgeholt. Das Vollseil braucht nur mäßig abgelenkt zu werden, während das Leerseil eine starke Biegung (bei *e*) und eine schwache Ablenkung (im Umbruch) erleidet.

**105. — Kraftbedarf.** Über die zur Bewegung der Wagen mit einer gewissen Geschwindigkeit notwendige Zugkraft unter Berücksichtigung des Reibungswiderstandes und der Gefälleverhältnisse ist bereits unter Ziff. 80 das Erforderliche gesagt worden. Diese für die Wagenbewegung zu leistende reine Nutzarbeit ist aber nur ein Teil der insgesamt aufzuwendenden Arbeit. Es kommt nämlich noch hinzu die Bewegung des Seilgewichts, die Achsen-

reibung (Zapfenreibung) der Treib-, Gegen-, Umkehr- und Spannscheiben, Ablenk-, Trag- und Kurvenrollen, der Widerstand des Seiles gegen Verbiegen beim Übergange über diese verschiedenen Scheiben und Rollen (Seilsteifigkeit) und die vermehrte Reibung der Wagen in Kurven.

Man trägt diesen Widerständen, deren genauere Berechnung sehr unsicher und umständlich und wegen der ständig wechselnden Verhältnisse auch zwecklos sein würde, durch einen entsprechend bemessenen Zuschlag zu dem Kraftbedarf für die Wagenbewegung Rechnung. Berechnet sich z. B. die reine Zugkraft  $Z$  zu 960 kg, so kann man, wenn das Gebirge gutartig ist und die Krümmungen wenig zahlreich oder wenig scharf sind, mit einem Zuschlag von etwa 15% für die sonstigen Widerstände in der Strecke auskommen. Man erhält dann eine Gesamtkraft  $Z_1 = 1,15 Z \sim 1100$  kg, woraus sich bei einer Fördergeschwindigkeit von 0,7 m eine tatsächliche Leistung der An-

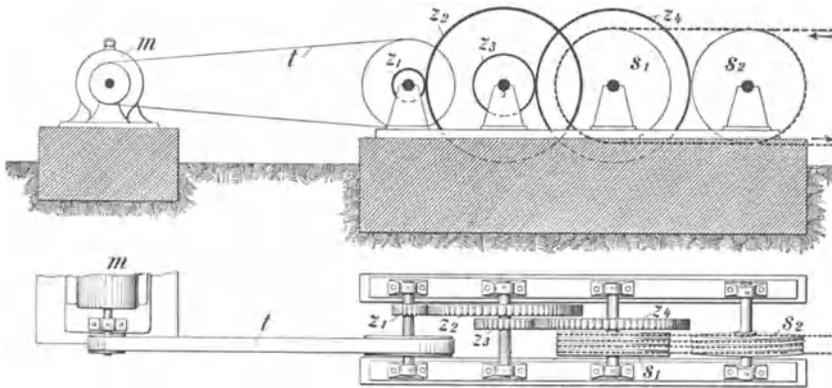


Abb. 561. Antrieb einer Streckenförderung durch Elektromotor und Treibriemen.

triebsmaschine von  $N = \frac{1100 \cdot 0,7}{75} \sim 10,3$  PS ergibt. Für Anlagen mit einer größeren Zahl von Krümmungen oder schärferer Ablenkung in diesen und bei quellendem Liegenden würde ein Zuschlag von 25–30% angemessen sein.

106. — **Treibmittel.** Als Treibkraft kommen Druckluft, Druckwasser und der elektrische Strom in Frage. Letzterer bildet jetzt die Regel, da der Antrieb einer Streckenförderung durch Elektromotoren keine Schwierigkeiten bietet und der erforderliche Strom auf fast jeder neueren Anlage vorhanden ist. Die unwirtschaftlich arbeitende Preßluft ist dadurch mehr und mehr zurückgedrängt worden. Druckwasser läßt sich hin und wieder vorteilhaft ausnutzen, wenn es nicht auf einer höheren Sohle abgefangen und von dort unmittelbar zutage gehoben werden kann, sondern der Fördersohle zufallen muß; es findet dann am einfachsten in der Form von Peltonrädern Verwendung. Einen Antrieb mittels Elektromotors ( $m$ ) zeigt Abb. 561. Hier ist Riemenantrieb ( $t$ ) gewählt, da der Riemen bei gefährlichen Klemmungen rutschen kann; außerdem ist noch ein doppeltes Zahnradvorgelege  $z_1 - z_4$  zwischengeschaltet. Die Abbildung läßt die gedrängte und schmale Bauart solcher Maschinen erkennen, vermöge deren sie an die

Festigkeit des Gebirges für die Maschinenräume nur geringe Anforderungen stellen.

**107. — Größere Streckenförderanlagen.** Für größere Grubengebäude mit sich kreuzenden Förderwegen werden mehrere Sonderantriebe erforderlich, damit nicht der ganze Betrieb von einer einzigen Maschine und einem Seil abhängig ist und man die einzelnen Antriebe den jeweiligen Förderaufgaben anpassen kann. Abb. 562 zeigt als Beispiel eine Hauptförderung mit dem Antrieb  $m_1$ , dem durch zwei Zubringeförderungen mit den Antrieben  $m_2$  und  $m_3$  die Wagen aus den Nebestrecken zugeführt werden.

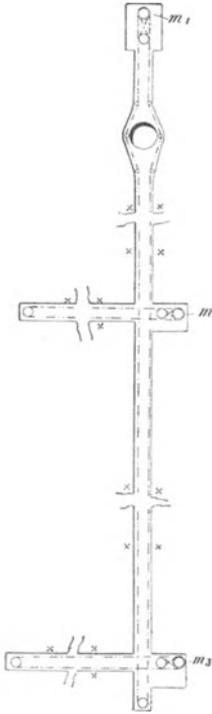


Abb. 562. Antrieb von Zweigförderungen bei Förderung mit endlosem Seil. (Die Kreuzchen bezeichnen die Anschläge.)

**108. — Trag- und Kurvenrollen.** Das Seil muß durch Rollen getragen und geführt werden. Die Tragrollen sind zunächst dazu bestimmt, das zwischen je zwei Wagen frei durchhängende Seil vor dem Schleifen auf der Sohle zu bewahren, und sollen weiterhin dem Seil an den Zwischenanschlüssen und vor allen sählig liegenden Rollen und Scheiben die richtige Höhenlage geben, auch es vor dem Maschinenraum hochführen. Bei der Bauart und Anbringung dieser Rollen ist auf die Kuppelvorrichtungen zwischen Seil und Wagen (Ziff. 109) Rücksicht zu nehmen.

Kurvenrollen sollen ihren Zweck mit möglicher Schonung des Seiles erreichen; scharfe Ablenkungen müssen daher vermieden werden. Das geschieht durch Anlage der Krümmung nach einem möglichst großen Halbmesser (6–10 m), ferner durch Einbau einer größeren Anzahl von Rollen, damit die durch jede Rolle bewirkte Ablenkung möglichst gering wird und beispielsweise den Ablenkungswinkel von  $10^\circ$  (entsprechend 9 Rollen bei einer rechtwinkligen Krümmung) nicht übersteigt. Außerdem empfiehlt sich die Verwendung von möglichst großen Rollen, an die sich das Seil in einem längeren und sanfteren Bogen anlegt. Beispiele von Kurvenrollen geben die Abbildungen 563–565. Um dem Seile einen gewissen Spielraum für die Auf- und Abbewegung zu lassen und den Mitnehmern einen bequemen Durchgang zu gestatten, erhalten die Kurvenrollen entweder statt einer engen Nut eine ziemlich hohe freie Lauffläche (Abb. 563 u. 565) oder werden (Abb. 564) schräg verlagert. Für Strecken mit stark quellendem Liegenden ist ein besonders hoher Spielraum erwünscht. Die Sternrollen nach Abb. 563, 564 und 566 zeichnen sich durch das sichere Tragen des Seiles aus. Sie können nach Abb. 564 auf einer im Tragblech  $a$  an dem Schwenkarm  $b$  hängenden Welle laufen; der Arm wird dann durch den Bolzen  $c$ , der durch eines der Löcher  $d$  gesteckt wird, in der jeweils gewünschten Stellung festgehalten. Diese Rollen können also als „Einheitsrollen“ den örtlichen Verhältnissen angepaßt und nach Bedarf auch als Tragrollen verwendet werden. Wird mit glattem Seil und exzentrisch angreifenden, klemmenden Mitnehmer-

rollen entweder statt einer engen Nut eine ziemlich hohe freie Lauffläche (Abb. 563 u. 565) oder werden (Abb. 564) schräg verlagert. Für Strecken mit stark quellendem Liegenden ist ein besonders hoher Spielraum erwünscht. Die Sternrollen nach Abb. 563, 564 und 566 zeichnen sich durch das sichere Tragen des Seiles aus. Sie können nach Abb. 564 auf einer im Tragblech  $a$  an dem Schwenkarm  $b$  hängenden Welle laufen; der Arm wird dann durch den Bolzen  $c$ , der durch eines der Löcher  $d$  gesteckt wird, in der jeweils gewünschten Stellung festgehalten. Diese Rollen können also als „Einheitsrollen“ den örtlichen Verhältnissen angepaßt und nach Bedarf auch als Tragrollen verwendet werden. Wird mit glattem Seil und exzentrisch angreifenden, klemmenden Mitnehmer-

gabeln (Ziff. 109) gefördert, so müssen die Rollen um das Maß dieser Exzentrizität gegen die Gleismitte versetzt sein. Als vorteilhaft haben sich Pendel-Kurvenrollen mit Federung gemäß Abb. 565 erwiesen, die dem Mitnehmerdruck ausweichen können und dadurch einen bedeutend sanfteren Gang mit entsprechender Schonung von Mitnehmer und Seil ermöglichen. Die Rollen hängen mittels der Tragbügel *t* an den Muffen *m*; diese sind auf den Wellen *w* festgeklemmt, die sich in ihren Lagern verschieben und mit den Bunden *b* die Schraubenfedern *f* zusammendrücken können.

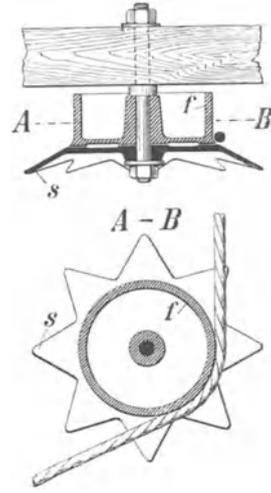


Abb. 563. Dinnendahlsche Sternrolle als Kurvenrolle.

Während Kurvenrollen das Seil nur von der Seite stützen, so daß die „Mitnehmer“ verschiedener Bauart bequem an ihnen vorüber können, müssen Tragrollen mit einer breiten Auflagefläche unter das Seil greifen und daher, um die Mitnehmer glatt durchgehen zu lassen, beweglich angeordnet werden. Die Dinnendahlsche Sternrolle (*c*<sub>1</sub> *c*<sub>2</sub> in Abb. 566, s. auch Abb. 563) ist waagrecht drehbar; sie trägt unten einen Sternkranz, in dessen Einschnitte die Mitnehmer sich hineinlegen können. Solche Rollen müssen paarweise angeordnet sein, damit das Seil nicht abfällt; am einfachsten geschieht das nach Abb. 566 durch Anbringen beider Rollen an den Armen eines schräg in dem Lager *b* verlagerten drehbaren Bügels *a*, wodurch gleichzeitig eine nachgiebige Lagerung geschaffen ist<sup>1)</sup>.

**109. — Mitnehmer.**

Als Kuppelvorrichtungen oder Mitnehmer können Zugketten mit Seilschlössern u. dgl. oder Gabelmitnehmer dienen. Die ersteren werden

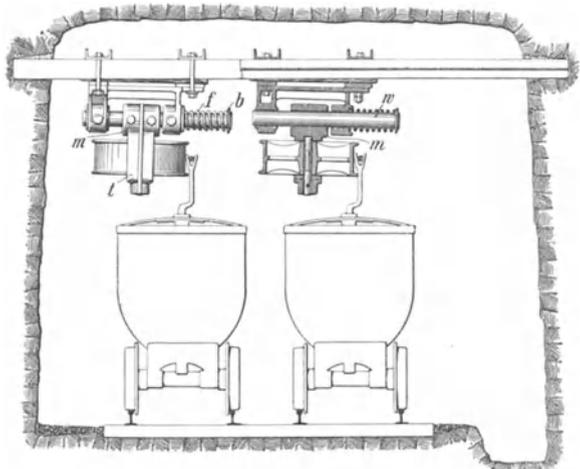


Abb. 564. Verstellbare Sternrolle von Gebr. Eichhoff.

Abb. 565. Nachgiebig gelagerte Kurvenrollen der Maschinenfabrik Hasenclever A.-G.

in den Bodenring des Wagens eingehängt und bieten daher den Vorteil, daß sie keinen Mitnehmerbügel erfordern und daher in solchen Fällen,

<sup>1)</sup> Weitere Beispiele s. in den früheren Auflagen dieses Bandes.

wo ein solcher Bügel nicht schon wegen der Versteifung notwendig wird, mit geringerem Wagengewicht auszukommen gestatten. Außerdem gewährleisten sie eine größere Schonung des Seiles auch bei stärkerer Belastung, da dieses glatt bleibt und der Angriff mit größerer Fläche erfolgt. Ferner gehen sie viel weniger leicht verloren als Gabelmitnehmer. Seilschlösser sind namentlich für Strecken mit stärkerer Neigung, insbesondere für Bremsberge mit endlosem Seil geeignet, in denen Gabelmitnehmer zu

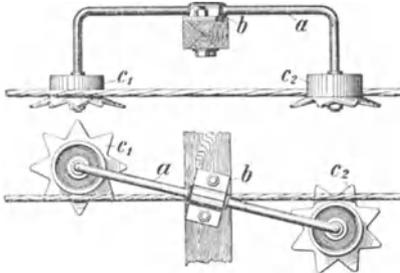


Abb. 566. Sternrollenpaar an drehbarem Bügel.

stark beansprucht werden und auch die Seile durch sie sehr leiden würden. Nachteilig ist bei den Zugketten, daß sie das Seil nicht tragen helfen. Auch wirkt ein im Seil zurückgebliebener Drall ungünstig, indem dann an Stellen, wo infolge entgegengesetzten Gefälles die Zugkette schlaff wird, der Drall diese um das Seil wickeln und Knotenbildung veranlassen kann.

Die Seilschlösser mit Ketten werden besonders von der Gesellschaft für Förderanlagen Ernst Heckel m. b. H. in Saarbrücken bevorzugt, deren Ausführungen in der Regel der Gedanke des Festziehens des Schlosses durch die Last selbst infolge einer Keil-, Hebel- oder Exzenterwirkung zugrunde liegt. In Abb. 567 wird durch den Zug an der Kette  $k_1$  der Hebel  $c$  mit dem Drehpunkt bei  $d$  gedreht und dadurch eine an seinem Kopfe sitzende exzentrische Scheibe gegen den Keil  $b$  in der Muffe  $a$  gepreßt. Das Hilfs-

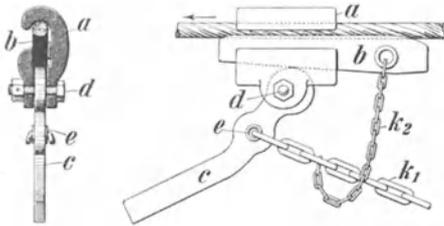


Abb. 567. Seilschloß mit Keil und Exzenterhebel nach Heckel.

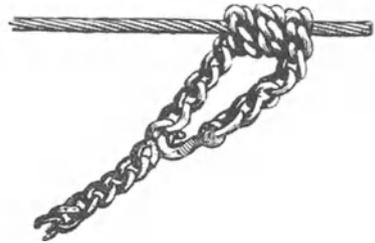


Abb. 568. Mitnehmerkette.

kettchen  $k_2$  soll das Verlorengehen des Keiles und außerdem in Strecken mit wechselndem Gefälle das Durchgehen des Wagens infolge selbsttätiger Lösung des Keiles dadurch verhüten, daß dann die Zugwirkung vom Keil statt von der Muffe aufgenommen wird. Hierhin gehört auch die einfache Kette nach Abb. 568, die lediglich einige Male um das Seil geschlungen und deren freies Ende dann mittels eines Knebels mit einem Kettenglied verkuppelt oder mittels eines Hakens eingehängt wird; sie hat sich gut bewährt.

Die Gabelmitnehmer werden in besondere Bügel gesteckt, die an den Wagen, in der Regel in dessen Mitte, angenietet werden und wegen der starken Beanspruchung auf Verdrehung, die sich namentlich beim Anhängen mehrerer Wagen ergibt, besonders steif hergestellt werden müssen (s. Abb. 468 auf

S. 402). Die ältesten Mitnehmer dieser Art waren die einfachen geraden Gabeln *c* in Abb. 569, die hinter Knoten *b* faßten, die auf dem Seile befestigt waren<sup>1)</sup>. Man hatte hierbei geringe Anschaffungs- und Verschleißkosten für die Mitnehmer selbst. Hingegen ergaben sich erhebliche Schwierigkeiten durch das Anbringen und Unterhalten der Seilknoten und durch die Beanspruchung des Seiles beim Laufen über Trag- und Kurvenrollen. Auch gestatteten die Knoten nicht das Mitnehmen mehrerer Wagen, da sie dann leicht rutschten. Ferner mußten in Strecken mit wechselndem Gefälle Doppelknoten vorgesehen werden, um ein Durchgehen der Wagen zu verhüten. Daher sind im allgemeinen die Knotenseile jetzt durch die Klemmgabeln verdrängt worden. Diese sind nach Abb. 570 drehbar und gekröpft gebaut; sie greifen das Seil exzentrisch an und biegen es durch. Mit solchen Gabeln können sowohl Rechts- als Linkskrümmungen mittels der Kurvenrollen anstandslos durchfahren werden. Die Abbildung läßt erkennen, daß zur Verstärkung der klemmenden Wirkung das Gabelmaul etwas schräg zu der durch die Kröpfung gelegten Seigerebene gestellt ist.

Bei den klemmenden Gabeln sind die Anschaffungs- und Unterhaltungskosten wegen des höheren Preises und größeren Verschleißes ziemlich beträchtlich. Der Seilverschleiß ist bei richtigem Anschlagen der Wagen geringer als derjenige der Knotenseile, da die beanspruchten Stellen fortgesetzt

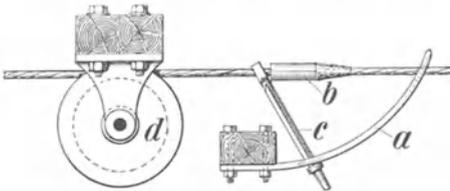


Abb. 569. Abstreichvorrichtung für Mitnehmer.



Abb. 570. Hohendahl'sche Gabel.

wechsell. Wird aber eine größere Anzahl von Wagen durch einen Mitnehmer bewegt, so kann das Seil stark leiden, da der Mitnehmer festhält, wogegen die Knoten bei übermäßiger Beanspruchung rutschen.

**110. — Besonderheiten bei Mitnehmern.** Um vor der Maschinenkammer das Hängenbleiben der Mitnehmer am Seil, wie es namentlich bei Hanfknoten vorkommt, zu verhüten, können besondere Vorrichtungen angebracht werden, von denen Abb. 569 ein Beispiel gibt. Der Mitnehmer *c* wird vor der Tragrolle *d*, die das Seil hochführt, in das Gabelmaul *a* hineingezogen und bleibt in dessen innerem Einschnitt mit seinem unteren Bunde hängen.

Sollen mehrere Wagen durch einen einzigen Mitnehmer bewegt werden, so kann das bei gleichbleibender Neigung der Förderstrecke einfach in der Weise geschehen, daß die mitzunehmenden Wagen lose vor den mit Gabel versehenen Wagen geschoben werden. Bei wechselndem Gefälle dagegen oder bei Verwendung von Zugketten nach den Abbildungen 567 und 568 müssen die Wagen gekuppelt werden. Da das Betätigen der gewöhnlichen Kuppelungen unter laufendem Seil schwierig und gefährlich ist, hat man für diesen

<sup>1)</sup> Näheres s. in den früheren Auflagen dieses Bandes.

Zweck Stechkuppelungen nach Abb. 571 verwandt, die allerdings leicht verlorengelangen; auch hat man die Wagengruppe durch eine um sie herumgeschlungene Kette verbunden. — Knotenseile eignen sich für die Belastung eines Mitnehmers mit mehreren Wagen nicht, weil die Knoten dann rutschen.

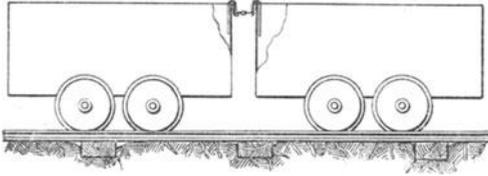


Abb. 571. Stechkuppelung zum Mitnehmen mehrerer Wagen.

Klemmgabeln haben den Nachteil, daß sie das Seil bei der erhöhten Belastung stark angreifen, während es bei Verwendung von Seilschlössern sehr viel mehr geschont wird.

Jedenfalls sollte man bei Gruppenförderung für genügend widerstandsfähige, insbesondere starkdrätige Seile sorgen.

Strecken mit wechselndem Gefälle (wie solches bei quellendem Liegenden auch nachträglich fortwährend auftreten kann) können am besten mit Seilschlössern durchfahren werden. Bei Verwendung von Klemmgabeln kommt es öfter vor, daß diese durch den voreilenden Wagen vom Seile gelöst werden. Knotenseile erfordern Doppelknoten mit den vorhin erwähnten Übelständen. Vorübergehend kann man sich in Gefällestrecken auch durch Bremsen des Wagens helfen, indem man die Räder zwischen Zwangsschienen von beiden Seiten her einklemmt oder die Wagenkasten zwischen besondere, entsprechend eng gestellte, federnde Holzbretter einzwängt.

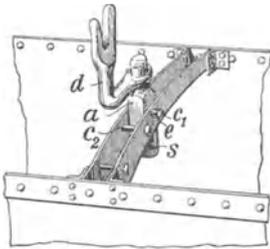


Abb. 572.  
Umklappbarer Mitnehmer.

Von dem Hammerwerk Schulte & Co. m. b. H. in Plettenberg werden umklappbare Mitnehmer gemäß Abb. 572 geliefert. Die Gabel ist um den Bolzen *e* drehbar und trägt unten einen Schlitz *s*, kann also hochgezogen und dann umgeklappt und auf die Anschläge *c*<sub>1</sub>*c*<sub>2</sub> gelegt werden. Solche Mitnehmer bleiben dauernd am Wagen, können also nicht verlorengelangen.

**111. — Anschlagpunkte.** An den Anschlagstellen sind besondere Tragrollen einzubauen, die das Seil so hoch halten, daß die Anschläger bequem darunter herfahren können. Außerdem muß das Aus-

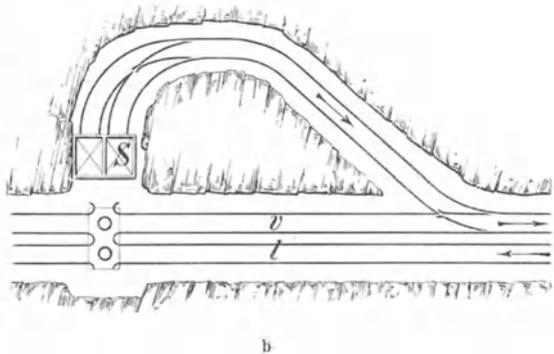
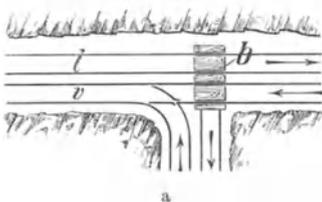


Abb. 573 a und b. Beispiele für die Einrichtung der Anschläge bei Förderung mit endlosem Seil.

und Einwechseln der Wagen möglichst erleichtert werden, ohne den Durchlauf der bereits am Seile hängenden Wagen zu behindern. Das geschieht durch den Einbau von Wechsellern oder von besonderen Bühnen. Letztere werden vielfach durch einen Bohlenbelag  $b$  zu beiden Seiten der Schienen (Abb. 573 a) oder durch Nutenplatten gebildet, in deren Nuten die Spurkränze der in der Strecke laufenden Wagen sich führen. Doch bieten bei nicht zu engem Radstand auch gewöhnliche Kranzplatten (Abb. 573 b) schon genügende Sicherheit gegen Entgleisen. Die Gestänge, in denen keine Wagen geschwenkt werden sollen, können durch einfache Einlegestücke in diesen Platten überfahren werden. Mit Rücksicht auf die schwerere Beweglichkeit der vollen Wagen

trifft man die Anordnung so, daß bei allen Anschlägen oder, wenn diese auf verschiedenen Seiten liegen müssen, wenigstens bei ihrer Mehrzahl die Bahn für die vollen Wagen an der Seite des Anschlages liegt, das Gleis also nur mit den leeren Wagen überfahren zu werden braucht. Aus demselben Grunde ordnet man für die vollen Wagen lieber Weichen an, während man sich für die leeren Wagen mit Bühnen oder Kranzplatten begnügen kann. Beispiele liefern die Abbildungen 573 a und b, von denen Abb. 573 a die Einmündung von Zweigstrecken in die Hauptstrecke, Abb. 573 b den Anschluß von seigeren Brems-

schächten an diese veranschaulicht. Der Anschluß ist in Abb. 573 a durch einen Wechsel für die Vollbahn und eine Bühne für die Leerbahn vermittelt. In Abb. 573 b ist die Vollbahn ebenfalls mit einem Wechsel angeschlossen, während die leeren Wagen mit Hilfe von einfachen Kranzplatten über die Vollbahn herübergefahren werden.

**112. — Signalgebung.** Für den Fall einer Entgleisung, eines Zusammenstoßes zweier Wagen, eines Bruches in der Strecke, eines Unfalles an einem Anschlage u. dgl. muß die Maschine sobald wie möglich stillgesetzt werden können. Außerdem muß aber auch die Lage der Unfallstelle dem Maschinenwärter und den Aufsichtsbeamten mitgeteilt werden können. Zu diesem Zwecke wird nicht nur eine Signalisierungs-Einrichtung eingebaut, sondern auch die Strecke in eine Anzahl von Zwischenstücken eingeteilt, deren jedes durch ein besonderes Signal gekennzeichnet wird. Eine einfache Ausführung stellt die Zugkontaktvorrichtung nach Abb. 574 a und b dar, die in Abständen von 50—100 m (1—8 in Abb. 574 a) unter der Firste eingebaut wird. Durch Ziehen an dem Draht  $t$  (Abb. 574 b) mittels des Zugdrahtes  $z$  wird an Stelle der isolierenden Hülse  $i$  der Metallkegel  $k$  zwischen die beiden Kontakt-

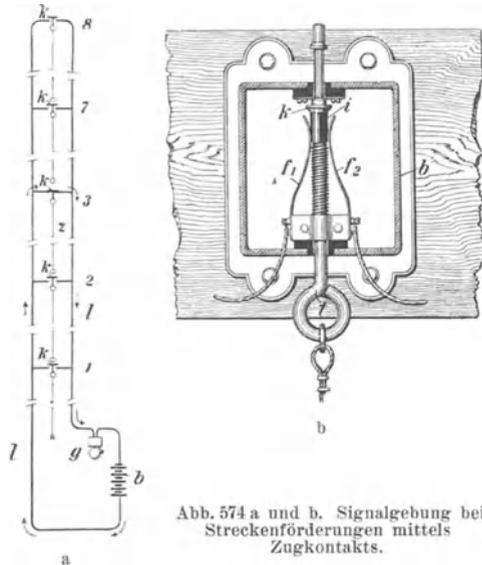


Abb. 574 a und b. Signalgebung bei Streckenförderungen mittels Zugkontakts.

federn  $f_1/f_2$  gebracht und dadurch der Strom geschlossen; in Abb. 574a geht dieser von der Stromquelle  $b$  über  $k_3$  zur Glocke  $g$ . Täuschungsversuchen von Bedienungslenten beugt man dadurch vor, daß man jedes Signal durch Einbau einer entsprechenden Anzahl von Signalglocken in allen Streckenstücken („Stationen“) gleichzeitig hörbar macht oder vom Maschinenwärter wiederholen läßt.

Neuerdings hat sich die Signalgebung durch Hupen, die durch Preßluft betätigt werden, rasch eingeführt, da sie die Benutzung der in der Regel vorhandenen Preßluftleitung ermöglichen, einen sehr lauten und weithin hörbaren Ton geben und an die Unterhaltung der Anlage geringe Anforderungen stellen. Eine solche Signalanlage zeigt Abb. 575 nach der Ausführung der Firma Paul Stratmann & Co., G. m. b. H., in Dortmund. Neben der Preßluftleitung läuft das straffgespannte Seil  $a$ . An die Leitung sind in Abständen von etwa 200—300 m Hilfszylinder  $b_1—b_3$  durch die

Krümmen  $c_1—c_3$  angeschlossen, die mit Dreiwegehähnen  $d_1—d_3$  ausgerüstet und deren Kolben und Hahnhebel  $e_1—e_3$  wechselseitig in das Zugseil eingeschaltet sind; letztere werden durch die Federn  $f_1—f_3$  jeweilig in die Ruhelage zurückgezogen. Ein Zug am Seil oder an einem der Hebel setzt den entsprechenden Hilfskolben unter Druck, der die Bewegung durch das Seil auf den nächsten Hebel überträgt usw., so daß schließlich der Winkelhebel  $g$  angezogen und damit durch Bewegung des Hebels  $h$  die Hupe  $i$  betätigt wird. Diese erhält ihre Preßluft aus dem angeschlossenen Zylinder  $K$ , so daß ein Signal von einer Länge gegeben wird, wie sie dem Luftvorrat dieses Zylinders entspricht. Sodann stellen die Federn  $f$  und das Gegengewicht des Hupenhebels den früheren Zustand wieder her, die Dreiwegehähne lassen von neuem Luft aus der Rohrleitung in die Hilfszylinder und den Hupenzylinder, und die Anlage ist für ein neues Signal bereit.

Abb. 575. Preßluft-Hupensignalanlage für Seilförderungen.

Elektrische Hupen arbeiten mit Metall-Membranen, die durch elektromagnetische Wirkung in Schwingungen versetzt werden.

Derartige Signalvorrichtungen finden auch für die Verständigung bei der Rutschen- und Bandförderung in Strecken und vor langen Abbaustößen Verwendung.

Derartige Signalvorrichtungen finden auch für die Verständigung bei der Rutschen- und Bandförderung in Strecken und vor langen Abbaustößen Verwendung.

**113. — Kosten der Förderung mit Seil ohne Ende.** Die Kosten der Seilförderung werden beeinflusst durch die verschiedenen hohen Kosten der Antriebsmaschine, durch den Verschleiß der Seile, Mitnehmer, Trag- und Kurvenrollen und durch die Ausgaben für Aufsicht und Bedienung. Der Antrieb wird teurer bei vielen Krümmungen, bei Strecken mit quellendem Liegenden und bei gesondertem Betrieb von Zubringestrecken mit verhältnismäßig geringer Leistung. Die Ausgaben für Verschleiß hängen besonders von der Zahl, dem Winkel und dem Halbmesser der Krümmungen sowie von der Art der Mitnehmer ab, werden aber auch durch druckhaftes Gebirge, namentlich bei Verwendung von Gabelmitnehmern, ungünstig beeinflusst. Die Aufsicht

und Bedienung stellt sich teurer bei einer größeren Kurvenzahl, bei schlechteren Gebirgsverhältnissen, die leichter zu Betriebsstörungen führen können, und bei einer größeren Anzahl von Zwischenanschlüssen, falls nicht die Seilbahn-Anschläger gleichzeitig als Anschläger für Bremsberge oder -schächte tätig sein können.

Die auf das Tonnenkilometer entfallenden Kosten werden wie bei jeder maschinenmäßigen Anlage um so niedriger, je günstiger die Ausnutzung wird; sie nehmen also mit wachsenden Förderlängen und -mengen ab.

Im Ruhrbezirk liegen die Verhältnisse im allgemeinen für die Förderung mit endlosem Seil nicht günstig, weshalb hier auch die Lokomotivförderung nach Überwindung der ersten Schwierigkeiten die Seilförderung fast vollständig verdrängt hat. Das liegt einmal an den meist druckhaften Gebirgsverhältnissen, die zu unruhiger Sohle und Verschiebungen der Trag- und Kurvenrollen führen, ferner an den in der Regel nicht zu vermeidenden Krümmungen, an der Schwierigkeit, an wenigen Anschlagpunkten größere Fördermengen zu vereinigen (vgl. Abb. 603 b auf S. 504), und an den hohen Löhnen. Unter wirklich günstigen Verhältnissen darf eine solche Förderung auch bei nur mittleren tkm-Zahlen nicht über 6—8  $\text{fl}$  für das Nutz-tkm (Berge-Rückförderung eingerechnet) kosten. Eine der am günstigsten arbeitenden Seilförderungen, diejenige des Carlstollens bei Diedenhofen (Minettebezirk), die sich durch sehr große Förderlängen und -mengen, durch das Fehlen von Kurven, gutes Gebirge und große Förderwagen auszeichnete, arbeitete mit nur rd. 2  $\text{fl}$  je tkm<sup>1</sup>), was einem heutigen Kostensatze von etwa 2,8  $\text{fl}$ /tkm entsprechen würde.

Wegen genauerer Angaben über die Kosten und ihre Zergliederung muß auf die früheren Auflagen dieses Bandes verwiesen werden.

bb) Förderung mit schwebender Kette ohne Ende.

**114. — Besonderheiten der Kettenförderungen.** Wird statt des endlosen Seiles eine Kette benutzt, so bleibt der Betrieb im großen und ganzen der gleiche; nur treten im einzelnen verschiedene Abänderungen ein.

Für die Antriebsvorrichtung ist zu berücksichtigen, daß die Kette nicht lediglich durch Reibung mitgenommen zu werden braucht, sondern daß man die Gestalt der Kette benutzen kann, um durch Klauen, die zwischen ihre Glieder fassen, die Bewegung des Antriebes auf sie zu übertragen. Das geschieht mittels der sog. „Kettengreiferscheiben“, von denen Abb. 576<sup>2)</sup> ein Beispiel gibt. Bei solchen Scheiben ist darauf Rücksicht zu nehmen, daß die Kettenglieder sich allmählich längen und daß dann der Abstand der einzelnen Greifklauen voneinander am Umfange entsprechend vergrößert werden muß, was am einfachsten durch radiale Verschiebung der Greifer nach außen geschieht. Bei der Heckelschen Greiferscheibe werden die einzelnen Greifer *a* (Abb. 576 b) durch Klemmschrauben *c* am Umfange des Scheibenkörpers zwischen diesem und einem Ring festgeklemmt, während gegen ihre abgeschrägten Füße sich der weiter nach innen folgende, im Querschnitt stumpfwinkelig gebogene Ring *b* anlegt. Sollen die Greifer nach außen geschoben

<sup>1)</sup> Stahl und Eisen 1908, Nr. 39, S. 1385 u. f.; Schwartzkopff: Die Seilförderung im Carlstollen bei Diedenhofen.

<sup>2)</sup> S. das auf S. 397 in Anm. <sup>1)</sup> angeführte Buch von Bansen, S. 150.

werden, so werden die Klemmschrauben gelöst und die Schrauben des inneren Ringes fester angezogen, wodurch dieser sich parallel zur Achse verschiebt und mit seiner schrägen Fläche sämtliche Greifer gleichzeitig nach außen drückt. — Bei anderen Scheiben wird derselbe Zweck dadurch erreicht, daß die Greifer mit Gewinde im Scheibenkranz befestigt sind und nach Bedarf einzeln herausgeschraubt werden können.

Die Greiferscheiben verlangen „kalibrierte“, d. h. mit genau gleicher Länge der Glieder hergestellte Ketten. Statt ihrer können auch wie bei der Seilförderung Scheiben mit Reibungswirkung und Gegenscheiben verwendet werden, für die gewöhnliche und entsprechend billigere Ketten ausreichen.

Jedoch wird durch die Gegenscheiben der Antrieb umständlicher und teurer, auch nehmen die Achsbelastungen zu. Da andererseits Ketten gegen Reibungsbeanspruchungen wesentlich unemp-

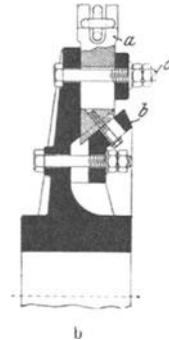
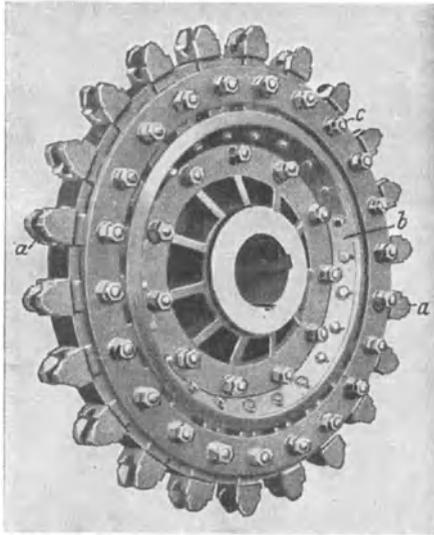


Abb. 576 a und b. Kettengreiferscheibe von Heckel.

findlicher sind als Seile, so hat die einfache Parabelscheibe gemäß Abb. 556 auf S. 460 für Kettenförderungen trotz ihrer Nachteile große Verbreitung gefunden.

Das Kuppeln der Wagen mit der Kette macht, da diese schon durch ihre Gestalt zum Mitnehmen der Wagen befähigt ist, keine Schwierigkeiten. Bei größerem Kettengewicht oder stärkerem Durchhang, d. h. größerem Abstand zwischen den einzelnen Wagen, können diese schon durch einfaches Aufliegen der Kette auf dem Wagenrand mitgenommen werden. Anderenfalls genügen einfache, in Ösen an der Stirnwand eingesteckte Gabeln oder daselbst angenietete Flügelbleche (Abb. 577), in die sich die Kette hineinlegt.

Die Trag- und Kurvenrollen, Umkehr- und Spannscheiben usw. können der Gestalt der Kette angepaßt werden und werden meistens nicht mit einfach glatter Fläche hergestellt, sondern mit einer Mittelrinne *a* (Abb. 578) versehen, in welche die hochkant stehenden Kettenglieder sich

einlegen, während die flachliegenden auf den Rändern *b* der Rinne liegen und die Kränze *c* das Abschlagen der Kette verhüten.

Das Durchfahren von Kurven ist bei der Kettenförderung schwierig. Da nämlich die Kette entweder durch bloßes Aufliegen oder mit Hilfe niedriger Bleche oder Gabeln die Wagen mitnimmt, so muß sie in Kurven hochgeführt und, vom Wagen getrennt, um die Kurvenrollen geleitet werden. Damit dabei die Wagen in den Kurven nicht stehenbleiben, werden sie vor diesen eine schiefe Ebene heraufgezogen, so daß sie die Krümmung selbsttätig mit Gefälle durchlaufen, um an deren Ende wieder unter die Kette zu gelangen. Infolgedessen empfiehlt es sich, bei jeder Kurve einen Bedienungsmann aufzustellen.

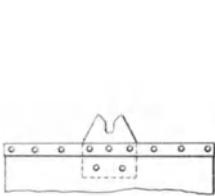


Abb. 577. Einfache Blechschleife als Mitnehmer bei der Kettenförderung.

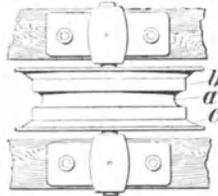


Abb. 578. Ketten-Tragrolle.

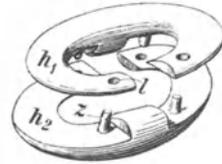


Abb. 579. Notglied für Förderketten.

Da bei Kettenförderungen jederzeit durch Bruch eines Kettengliedes lästige Betriebsstörungen möglich sind, sucht man diese Unterbrechungen durch sog. Notglieder möglichst abzukürzen. Diese werden an geeigneten Stellen in Bereitschaft gehalten und bestehen aus 2 Teilen, die an Stelle des gebrochenen Gliedes in die Nachbarglieder eingehängt und durch Umwickeln mit Draht u. dgl. einstweilen zusammengehalten werden; nach Beendigung der Schicht kann dann ein neues Glied an Stelle des Notgliedes eingeschweißt werden. Abb. 579 veranschaulicht ein solches Notglied, dessen Teile  $h_1, h_2$  je ein längs durchgeschnittenes Kettenglied darstellen und mittels Löcher *l* und Zapfen *z* ineinander greifen.

cc) Förderung mit unterlaufender Kette ohne Ende.

**115. — Anwendungsgebiet und Ausführung der Unterkettenförderung.** Die Unterkettenförderung vermeidet die mit dem Durchhängen der Kette verbundenen Schwierigkeiten bei der Oberkettenförderung durch zwangsläufiges Führen der Kette. Sie beschränkt sich gemäß den Ausführungen in Ziff. 98 bei uns im allgemeinen unter Tage auf die ansteigende Förderung an Füllörtern, die das für den selbsttätigen Wagenablauf erforderliche Gefälle schaffen soll, wie in Ziff. 225 auf S. 628 u. f. näher ausgeführt werden wird. In der Tat liegen hier die Bedingungen für eine solche Förderung am günstigsten, da es sich um kurze Förderlängen und erhebliche Fördermengen handelt, die ansteigende Förderung ein sehr kräftiges und betriebsicheres Fördermittel verlangt und die erforderliche pflegliche Behandlung der Anlage durch gute Beleuchtung und leichte Zugänglichkeit gesichert ist.

Eine Ausführung der Firma Ernst Hese in Herten i. W. zeigt Abb. 580a—d. Der Antriebsmotor *a* (der ein Stirn- oder Pfeilradmotor oder ein Elektromotor sein kann) treibt mittels Reibungskuppelung *b* und Schneckengetriebe *c* die Vorgelegewelle *d*; die Kraft wird dann durch das Stirnradvorgelege  $e_1, e_2$

auf die Welle  $f$  der Kettenscheibe  $g$  übertragen. Die Kette  $h$  ist eine Laschenkette, die in kleinen Abständen Trag- und Führungsrollen  $i$  trägt, die in den Winkelleisenführungen  $k$  laufen. In Wagenabständen sind mit der Kette Doppelmitnehmer  $l$  umklappbar gekuppelt, die, unter sich mit einem Bügel  $m$  verbunden, hinter die Wagenachse fassen und im rücklaufenden Leertrum der Kette nach unten durchhängen (Abb. 580 d). Die Umkehrscheibe  $n$  ist

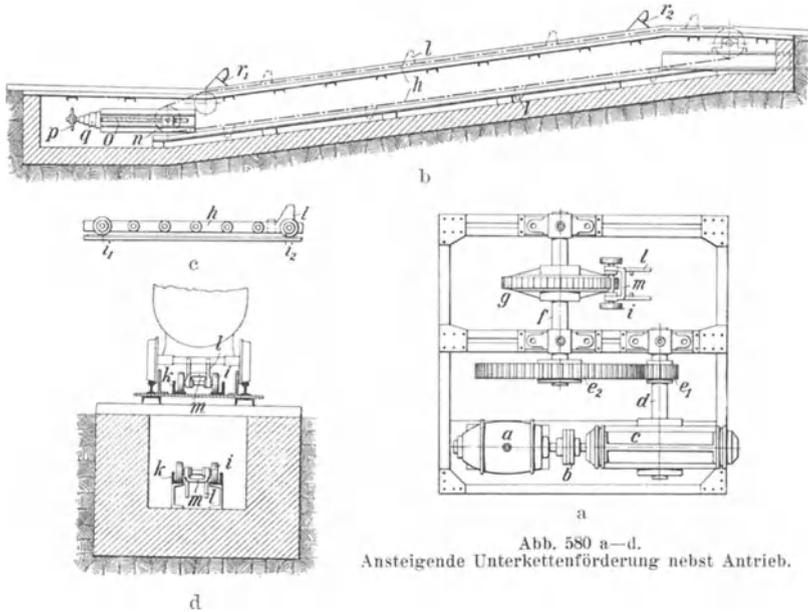


Abb. 580 a—d.  
Ansteigende Unterkettenförderung nebst Antrieb.

in einer Spannvorrichtung  $o$  gelagert, die durch das Handrad  $p$  betätigt wird. Als Sicherungsvorrichtungen sind vorgesehen:

1. die Reibungskuppelung  $b$ , die bei eintretenden Klemmungen nachgeben kann,
2. die Pufferfeder  $q$ , die der Spannvorrichtung vorgeschaltet ist,
3. die Fänger  $r_1, r_2$ , die im Falle des Bruchs der Kette oder eines Mitnehmers die durchgehenden Wagen festhalten.

*γ) Beurteilung der Förderung mit geschlossenem Zugmittel.*

**116. — Vergleich zwischen Seil und Kette.** Anfangs herrschte als Zugmittel die Kette durchaus vor. Später setzte sich aber, den Fortschritten der Drahtseilherstellung entsprechend, das Seil immer stärker durch. Unter den heutigen Verhältnissen ergibt der Vergleich beider Zugmittel folgendes:

Die Antriebsmaschine hat, da eine Kette etwa siebenmal so schwer ist wie ein gleich starkes Seil, bei der Kettenförderung eine bedeutend größere tote Last zu bewältigen, wird also entsprechend schwerer und teurer.

Die Anschaffungskosten für die Kette sind wesentlich höher als für das Seil. Allerdings kostet die Kette nur 0,5–0,6  $\mathcal{M}$  je kg gegen 0,7–0,9  $\mathcal{M}$  für das Kilogramm Drahtseil, jedoch sind wegen des erwähnten Gewichtsunterschiedes die Gesamtkosten einer Kette immer noch 4–5 mal so groß wie diejenigen eines Seiles von gleicher Tragfähigkeit. Auf laufende Betriebsausgaben umgerechnet, gleicht dieser Unterschied sich jedoch größtenteils wieder aus, da Seile nur in seltenen Fällen länger als 1–2 Jahre halten, wogegen eine Kette bei stärkerem Verschleiß einzelner Glieder deren Auswechslung ermöglicht, also nicht gleich im ganzen erneuert zu werden braucht, und infolgedessen bei Ketten Benutzungszeiten von 10–15 Jahren bekannt geworden sind. Freilich arbeiten Kettenförderungen hinsichtlich des Verschleißes meist unter günstigeren Betriebsbedingungen als Seilförderungen.

Für das Anschlagen der Wagen verdient die Kette wegen der einfachen Vorrichtungen für das Mitnehmen weitaus den Vorzug, wogegen die beim Seil erforderlichen Mitnehmer den Verschleiß wesentlich vergrößern und auch manche anderweitigen Übelstände im Gefolge haben. Daher ermöglicht es die Kette auch, mit wesentlich größeren Fördergeschwindigkeiten (3–4 m in der Sekunde gegen 0,5–1 m beim Seil) zu arbeiten, weshalb bei der Kettenförderung ein bedeutend kleinerer Wagenpark erforderlich ist, was sich namentlich bei größeren Förderlängen bemerklich macht. Das Anschlagen der Wagen an Zwischenpunkten dagegen macht bei Kettenförderungen im Gegensatz zu Seilförderungen große Schwierigkeiten. Da nämlich die Kette zwischen je 2 Wagen sehr tief hängt und auch zu schwer ist, um vom Anschläger angehoben zu werden, so muß sie an Zwischenanschlagen durch Tragrollen so hoch geführt werden, daß der Anschläger mit seinem Wagen darunter herfahren kann. Dadurch kommen aber sämtliche Wagen an diesen Stellen von der Kette los und müssen von Hand oder durch selbsttätigen Ablauf (mittels schiefer Ebene) wieder angeschlagen werden.

Ein gleichmäßiger Wagenabstand ist für die Kette in viel höherem Maße Erfordernis als für das Seil, da die Kette bei größerem Wagenabstand stark durchhängt und auf der Sohle schleift. Daraus ergibt sich, daß eine Kettenförderung größere Ansprüche an die Sorgfalt der Förderleute stellt und außerdem für das Durchfahren von Kurven (s. S. 473) wenig geeignet ist. Da nämlich die Wagen in der Kurve von der schiefen Ebene mit ungleicher Geschwindigkeit ablaufen, so wird durch jede Kurve der Wagenabstand derartig gestört, daß mehrere Kurven kaum zu überwinden sind. Außerdem erfordert jede Kurve bei der Kettenförderung in der Regel einen besonderen Bedienungsmann.

Ein Nachteil der Kettenförderung ist die jederzeitige Möglichkeit lästiger Betriebsstörungen infolge des Bruches von Kettengliedern, der immer unvorhergesehen eintritt, während beim Seile schwache Stellen rechtzeitig erkannt werden können. Allerdings kann die Kette durch Einsetzen von Notgliedern (s. oben) schnell wieder geschlossen werden, wogegen das Zusammenspleißen eines Seiles, wie es bei Brüchen erforderlich wird, länger dauert.

Nach dem Vorstehenden sind Ketten in erster Linie dort am Platze, wo es sich um die Bewältigung großer Fördermengen, also um große Geschwindigkeiten und geringe Wagenabstände handelt und wo wenig Kurven zu überwinden und keine Zwischenanschlüge zu bedienen sind, ferner in allen Fällen,

wo auf geneigter Bahn aufwärts gefördert werden soll. Was die Förderlänge betrifft, so sind bei großen Längen sehr große tote Lasten in Gestalt des Kettengewichtes von der Antriebsmaschine zu bewältigen. Demgemäß umfaßt das Arbeitsgebiet der Kettenförderungen vorzugsweise die zusammenfassende Weiterförderung der von mehreren Seilförderungen herangebrachten Wagen bis zum Schachte sowie die Wagenbewegung an größeren Schachtfüllörtern.

Auf die Wichtigkeit der Kette für Tagesförderzwecke ist bereits vorhin aufmerksam gemacht worden; sie beruht darauf, daß die Kette als unterlaufendes Zugmittel mit Nutzen verwendet werden kann, und ferner darauf, daß über Tage häufig Steigungen zu überwinden sind. Unbestritten ist die Herrschaft der Kette im Braunkohlentagebau, wo große Wagenmengen in regelmäßiger Folge zu bewegen und Steigungen zur Erdoberfläche (meist auch noch bis zum Kohlenboden der Brikettfabriken) zu überwinden sind, Zwischenanschläge dagegen nicht in Betracht kommen und Kurven spärlich sind.

**117. — Beurteilung der Förderung mit endlosem Zugmittel und einzelnen Wagen.** Die Förderung mit Seil oder Kette ohne Ende hat als „Dauerförderung“ in erster Linie den Vorteil eines sehr gleichmäßigen Betriebes.

Daraus ergeben sich verschiedene Sondervorteile. Zunächst wird bei Seilförderungen die Bedienung einer größeren Anzahl von Zwischenanschlägen in einfacher Weise ermöglicht, da die von dort gelieferten Wagen ohne Unterbrechung des Betriebes lediglich mit dem Zugmittel gekuppelt zu werden brauchen. Ferner wird das Zugmittel auf seiner ganzen Länge ausgenutzt und dadurch schon bei mäßiger Geschwindigkeit eine hohe Leistung ermöglicht, die von der Länge des Förderweges unabhängig ist und lediglich durch die Seilgeschwindigkeit und den Wagenabstand bedingt wird.

Die stündlich mögliche Förderleistung in Wagen bei verschiedenen Seilgeschwindigkeiten und Wagenabständen ergibt sich aus nachstehender Übersicht:

### 1. Seilförderung.

Geschwindigkeit des Fördermittels in m/s.											
0,8						1,2					
Wagenabstand in m						Wagenabstand in m					
10		15		20		10		15		20	
Wagenzahl je Mitnehmer						Wagenzahl je Mitnehmer					
1	3	1	3	1	3	1	3	1	3	1	3
288	864	192	576	144	432	432	1296	288	864	216	648

### 2. Kettenförderung.

Geschwindigkeit des Fördermittels in m/s.								
2			3			4		
Wagenabstand in m			Wagenabstand in m			Wagenabstand in m		
10	15	20	10	15	20	10	15	20
720	480	360	1080	720	540	1440	960	720

Ferner ermöglicht die ununterbrochene und gleichmäßige Förderung eine sehr gleichförmige und verhältnismäßig geringfügige Belastung und gute Ausnutzung der Antriebsmaschine, zumal auch wechselnde Gefälleverhältnisse auf beiden Seiten sich größtenteils ausgleichen.

Ein weiterer Vorzug dieses Förderverfahrens ist die geringere Raumbeanspruchung an den Endpunkten, da hier keine langen Wagenzüge aufzustellen und zu verschieben sind. Auch gestaltet sich die selbsttätige Schachtbedienung durch Schaffen von Höhenunterschieden einfacher als bei der Lokomotivförderung (vgl. Ziff. 222). Man kann am Füllort die vollen Wagen, indem man sie vorher eine schiefe Ebene hinaufzieht, mit Gefälle dem Schachte zulaufen und in vielen Fällen auch die leeren Wagen gleich am Schachte durch das Seil abholen lassen.

Eine Schwäche der Förderung mit Seil oder Kette ohne Ende ist hingegen die Unmöglichkeit, nach Bedarf auch aus beliebigen Nebestrecken zu fördern, da sich für solche Strecken, wenn sie keine größeren Fördermengen liefern, eine besondere Seil- oder Kettenförderung nicht lohnt. Es wird auf diese Weise notwendig, Zubringeförderungen in den Nebestrecken einzurichten, und durch die verhältnismäßig großen Kosten solcher meist ungünstig arbeitenden Nebenförderungen können dann leicht die Ersparnisse der Hauptförderung großenteils aufgezehrt werden.

Im übrigen ist hier noch auf die Bemerkungen über die Anwendungsgebiete der Seil- und Lokomotivförderung in Ziff. 130 zu verweisen.

## 2. Allgemeines über die Förderung mit beweglichen Maschinen (Lokomotivförderung).

118. — Die Entwicklung der Lokomotivförderung. Die Schwierigkeit, eine für den Grubenbetrieb geeignete Lokomotive zu finden, hat bewirkt, daß trotz frühzeitiger Versuche mit Grubenlokomotiven ihre Verwendung erst seit dem Anfang dieses Jahrhunderts allgemein geworden ist. Die Förderung mit gewöhnlichen Dampflokomotiven verbot sich für Steinkohlentiefbaugruben ohne weiteres. Natron-Dampflokomotiven nach Honigmann<sup>1)</sup> sind über einen Versuchsbetrieb nicht hinausgekommen. Auch die über Tage auf Grubenbahnhöfen vorteilhaft benutzten feuerlosen Heißwasserlokomotiven nach Lamm-Franco konnten sich wegen der Wärmeentwicklung und der Umständlichkeit nicht behaupten. Daher wurden schon früh Preßluftlokomotiven vorgeschlagen, die ihren Kraftvorrat in Gestalt eines Behälters mit hochgespannter Preßluft mitführen. Jedoch scheiterte ihre Verwendung in unseren Gruben zunächst an der schwerfälligen Bauart, dem großen Gewicht und der ungünstigen Kraftausnutzung dieser Lokomotiven. So waren es zuerst die elektrischen Lokomotiven, die zu Anfang der 1880er Jahre, und zwar im sächsischen und ober-schlesischen Steinkohlenbergbau, festen Fuß faßten. Ihre allgemeine Anwendung stieß aber auf die Schwierigkeit, daß die Ausrüstung der Gruben mit elektrischer Kraft noch im weiten Felde lag und außerdem die Schlagwetter- und Berührungsgefahr abschreckte. Eine neue Zeit begann mit den in der zweiten Hälfte der 1890er Jahre von der „Gasmotorenfabrik Deutz“ hergestellten Benzinloko-

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1884, S. 317; Versuche und Verbesserungen.

motiven, durch die den Grubenlokomotiven allgemein Eingang verschafft wurde. Der dadurch angeregte Wettbewerb brachte bald zweckentsprechende Bauarten von elektrischen Lokomotiven auf den Markt, so daß auch diese sich nunmehr rasch ein großes Anwendungsgebiet eroberten.

Seit 1908 hat dann die von Bergrat Dr.-Ing. F. Winkhaus wieder eingeführte Druckluftlokomotive auf Grund der mittlerweile mit ihr vorgenommenen Verbesserungen sich im Steinkohlenbergbau rasch eingeführt; solche Lokomotiven laufen heute gleichfalls auf zahlreichen Schachtanlagen.

In den letzten Jahren hat die Förderung mit Brennstofflokomotiven durch die Einführung der Lokomotiven mit Dieselmotoren, in denen Schweröl verbrannt wird, einen neuen Auftrieb erhalten.

**119. — Kraftbedarf, Gewicht und allgemeine Bauart der Grubenlokomotiven.** Unter der Zugkraft einer Lokomotive versteht man die am Zughaken der Lokomotive zur Verfügung stehende Kraft, die auch als „Zugkraft am Haken“ bezeichnet wird. Über die erforderliche Größe dieser Kraft, die zur Überwindung des Reibungswiderstandes des Wagenzuges sowie der Zusatzwiderstände beim Anfahren, in Kurven usw. dient, ist bereits unter Ziff. 79 und 80 das Erforderliche gesagt worden.

Mit dieser nutzbar zu machenden Zugkraft ist nicht zu verwechseln die vom Motor der Lokomotive insgesamt auszuübende Kraft. Diese muß vielmehr groß genug sein, um auch noch den Reibungs- und Anfahrwiderstand der Lokomotive selbst überwinden zu können. Zieht z. B. eine Lokomotive von 7,7 t Eigengewicht 40 Wagen zu je 1100 kg, also  $40 \cdot 1,1 = 44$  t, so macht ihr Gewicht allein rund 15% des gesamten Zuggewichtes aus.

Der zu dieser Dauerbelastung hinzutretende Kraftbedarf für die Beschleunigung beim Anfahren ist von um so größerer Bedeutung, je öfter der Zug unterwegs anhalten muß, weil dann zur Verringerung der Zeitverluste jedesmal möglichst schnell wieder angefahren werden muß. Im allgemeinen kann mit einem Anfahrwiderstand etwa in Höhe des doppelten Fahrwiderstandes gerechnet werden. Der Motor muß also so berechnet sein, daß er vorübergehend diese Arbeit abgeben kann.

Das Gewicht der Lokomotiven hat demnach zunächst, da es mitbewegt werden muß, die Bedeutung einer Verringerung der Nutzleistung. Andererseits ist aber bis zu einem gewissen Grade wieder die Zugkraft vom Gewichte abhängig. Denn da eine Lokomotive nur durch ihr Gewicht und den dadurch erzeugten Reibungswiderstand zwischen Rädern und Schienen in den Stand gesetzt wird, eine ausreichende Zugkraft auszuüben, so muß das Gewicht eine Größe haben, die zur Überwindung des gesamten Reibungswiderstandes des Wagenzuges und des Ansteigens der Strecke ausreicht. Man erhält also, wenn man das Lokomotivgewicht mit  $Q$  bezeichnet, die am Haken mögliche Zugkraft  $Z$  dadurch, daß man von der Reibungskraft  $Q \cdot f$  den Fahrwiderstand  $\mu$  der Lokomotive, das Ansteigen  $s$  und die Beschleunigungsarbeit  $\sim 0,1 \cdot p$  abzieht, d. h. den Wert

$$Z = Q \cdot (f - [\mu + s + 0,1p])$$

ermittelt. Das Ansteigen wird bei der Lokomotivförderung meist in Prozenten des Förderweges (also  $x:100$ ) ausgedrückt, so daß z. B. ein Ansteigen von 3% einem Werte von  $3:100$ , d. h. einem Sinus von 0,03 entspricht. (Das

für die Lokomotivförderung noch zulässige Ansteigen geht bei Bahnen über Tage bis zu etwa 7% [entsprechend 4<sup>0</sup>], während man bei der unterirdischen Förderung zwar auf Glatteis keine Rücksicht zu nehmen braucht, im allgemeinen aber doch nicht über etwa 3% hinausgeht). Die hiernach sich ergebenden Werte für  $Z$ , auf je 1000 kg Lokomotivgewicht bei  $p = 0,8 \text{ m/s}^2$  für die verschiedenen Größen von  $\mu$ ,  $s$  und  $f$  berechnet, ergeben sich aus nachstehender Zahlentafel:

$f$	$\mu=0,008$ $s=$				$\mu=0,015$ $s=$				$\mu=0,020$ $s=$			
	1%	2%	3%	4%	1%	2%	3%	4%	1%	2%	3%	4%
0,3	202	192	182	172	195	185	175	165	190	180	170	160
0,4	302	292	282	272	295	285	275	265	290	280	270	260

Lokomotiven von größerer Leistung erhalten an jedem Ende einen Führersitz, wenn die Betriebsverhältnisse es erforderlich machen, daß der Führer bei jeder Fahrt vorn sitzt; die Lokomotive kann dann beim Verschiebebetrieb an Füllörtern usw. beliebig in beiden Richtungen fahren.

### 3. Einzelbeschreibung der Grubenlokomotiven<sup>1)</sup>.

120. — Arten der Grubenlokomotiven. Die heute für die Grubenförderung in Betracht kommenden Lokomotivarten sind: Brennstoff-, elektrische und Druckluft-Lokomotiven. Die elektrischen Lokomotiven können wiederum solche mit Stromzuführung von außen (Fahrdrabt-Lokomotiven) oder mit einem bestimmten Stromvorrat (Akkumulator-Lokomotiven) sein. Von diesen verschiedenen Maschinen fährt nur die Fahrdrabt-Lokomotive unter stets gleichen Bedingungen, während bei den drei anderen Bauarten der Kraftvorrat während der Fahrt abnimmt und von Zeit zu Zeit ergänzt werden muß.

Die gegenwärtige Verwendung der verschiedenen Lokomotivarten im Ruhrkohlenbergbau nach dem Stande von 1930 zeigt folgende Zusammenstellung:

Lokomotiven im Ruhrbezirk	Zahl	PS	Durchschnittliche Leistung einer Lokomotive PS
Brennstoff-Lokomotiven:			
Benzol-Lokomotiven . .	227	3720	16,4
Diesel-Lokomotiven . . .	51	1370	27,0
Fahrdrabt-Lokomotiven:			
Gleichstrom . . . . .	1487	53930	36,2
Wechselstrom . . . . .	38	1370	36,1
Akkumulator-Lokomotiven:			
Hauptsohlenförderung . .	89	3550	40,0
Teilstreckenförderung . .	157	1000	6,4
Druckluft-Lokomotiven:			
Hauptsohlenförderung . .	773	21300	27,6
Teilstreckenförderung . .	324	3280	10,1

<sup>1)</sup> S. auch Bergbau 1926, Nr. 26, S. 391 u. f.; Dr. Igel: Grubenlokomotiven.

**121. — Brennstoff-Lokomotiven. Allgemeines.** Die mit flüssigem Brennstoff betriebenen Lokomotiven gehören den zwei Gruppen der Leichtöl- (oder Vergaser-) und Schweröl- (oder Diesel-) Lokomotiven an. Die Leichtöl-Lokomotiven vergasen den Brennstoff vor der Entzündung in einer besonderen Vorrichtung, wogegen er bei den Schweröl-Lokomotiven unmittelbar in äußerst feiner Verteilung in den Explosionsraum eingespritzt wird. Beide Bauarten müssen im unterirdischen Betriebe, um der Feuergefahr und der Gefahr der Vergiftung durch schädliche Gase zu begegnen, folgenden Forderungen gerecht werden:

1. ausreichende Kühlung der Auspuffgase (auf mindestens 60° C herab),
2. weitgehende Reinigung der Auspuffgase von schädlichen Bestandteilen (CO sowie unverbrannten Gasteilen) bei allen Belastungsstufen des Motors,
3. einwandfreies Arbeiten auch in stark staubhaltiger Luft,
4. funkenfreies Anlassen durch entsprechende Anlaßvorrichtungen.

Die Eigenart des Verbrennungsmotors nötigt zu gewissen Besonderheiten in der Bauart der Lokomotiven. Zunächst kann dieser Motor seine Kurbel immer nur in derselben Richtung drehen. Das Vor- und Rückwärtsfahren mit der Lokomotive kann daher nur durch Einschalten besonderer Getriebe mit Hilfe von ausrückbaren Kuppelungen ermöglicht werden, die für Vor- und Rückwärtsfahrt verschieden eingestellt werden. Auch sind in der Regel für mehrere Geschwindigkeitsstufen Sondergetriebe vorzusehen, da die Regelung der Geschwindigkeit durch die Beeinflussung des Ganges des Motors selbst sich besonders bei den Leichtöl-Lokomotiven in engen Grenzen hält.

Ferner macht bei Einzylindermotoren der Viertakt, bei dem erst auf jeden vierten Hub ein Antrieb erfolgt, ein schweres Schwungrad zum Ausgleich der Massenkräfte erforderlich. Auch ist das Anlassen, da der Motor dann noch keinen Brennstoff hat, etwas umständlich, weshalb man bei kleineren Stillständen der Lokomotive den Motor durchlaufen läßt und nur das Getriebe abschaltet.

Die bei allen Explosionsmotoren erforderliche Kühlung kann eine Umlauf- oder eine Verdampfungskühlung sein. Bei der Umlaufkühlung wird das Kühlwasser im Kreislauf geführt und geht nach seiner Erwärmung im Motor durch einen besonderen, von einem Lüfter angeblasenen Kühlkörper, so daß man mit einem verhältnismäßig geringen Wasservorrat auskommt. Bei der Verdampfungskühlung wird die für die Verdampfung erforderliche große Wärmemenge für die Kühlung mit ausgenutzt; der Kühler mit Lüfter fällt hier fort, dafür muß anderseits ein größerer Wasservorrat mitgenommen werden, da je PSh etwa 1,5 l Kühlwasser gebraucht wird.

**122. — Leichtöl-Lokomotiven<sup>1)</sup>.** Bei diesen Lokomotiven, die von der Gasmotorenfabrik Deutz eingeführt sind und heute außerdem auch von der Motorenfabrik Oberursel bei Frankfurt a. M., von der Ruhrthaler Maschinenfabrik in Mülheim-Ruhr, von der Maschinenfabrik Montania in Nordhausen u. a. gebaut werden, wird ein flüssiger, leicht vergasbarer Brennstoff benutzt, der durch feine Zerstäubung in Gasform gebracht, dann mit Luft gemischt und in einem Explosionsmotor durch

<sup>1)</sup> Neuere Erfahrungen s. Glückauf 1924, Nr. 23, S. 463 u. f.; H. Giese: Erfahrungen und Ergebnisse aus dem Benzollokomotivbetrieb.

elektrische Zündung verbrannt wird. Sie bestehen demgemäß in der Hauptsache aus einem Viertaktmotor mit magnet-elektrischer Zündvorrichtung und Regler, ferner aus einem Brennstoffbehälter und einer den Brennstoff zum Vergaser führenden Pumpe sowie endlich aus einem Kühlwasserbehälter. Als Treibstoffe kommen in Betracht:

1. Benzin, durch Destillation von Erdöl und neuerdings durch Hydrierung von Teerölen (Leuna-Benzin) gewonnen, Siedepunkt zwischen 70° und 120°; Heizwert 10 000—10 500 WE/kg, spez. Gewicht rd. 0,70; Preis 34—38  $\mathcal{M}$  je 100 kg;
2. Benzol ( $C_6H_6$ ), als Nebenerzeugnis bei der Steinkohlenverkokung gewonnen; Siedepunkt 80,4°; Heizwert rd. 9500 WE/kg, spez. Gewicht 0,88; Preis 35—40  $\mathcal{M}$  je 100 kg;
3. Spiritus, in der Regel nur in Mischungen mit Benzol benutzt (z. B. 6% Spiritus, 94% Benzol); Heizwert 5500—6000 WE/kg, spez. Gewicht rd. 0,80; Preis etwa 50—60  $\mathcal{M}$  je 100 kg.

Bevorzugt wird Benzol, das von der heimischen Industrie geliefert wird und gut geeignet ist.

Besondere Vorsichtsmaßregeln erfordert die Feuergefährlichkeit der Leichtöle sowohl bei der Ergänzung des Brennstoffvorrates wie auch bei der Bauart des Motors und der Lokomotive. In ersterer Hinsicht wird z. B. von der Bergbehörde die unlösbare Verbindung des Behälters mit der Lokomotive verlangt. Das Überfüllen der Flüssigkeit in diesen erfolgt dann aus einem zur Füllstelle gefahrenen Tankwagen (der auch ein gewöhnlicher Grubenwagen mit einem Behälter sein kann), und zwar in der Regel mit einer gewöhnlichen Flügelpumpe; eine besondere Rücklaufleitung führt dann den etwa zuviel eingepumpten Brennstoff dem Hauptbehälter wieder zu, um ein Überlaufen zu vermeiden. Der Überfüllraum muß, da sich in ihm entzündliche Dämpfe entwickeln können, gut bewettert werden. — Die Sicherheitsvorkehrungen am Motor bestehen in dem Schutz der Luftansauge- und der Auspufföffnung. Beide dürfen Stichflammen, wie sie durch Früh- oder Spätzündung entstehen können, nicht nach außen treten lassen und werden daher mit Sieb- oder Plattenschutz u. dgl. versehen. Außerdem läßt man die Ansaugöffnung („Ansaugtrompete“) nicht im Gehäuse der Lokomotive münden, wo sie statt Luft leicht ein entzündliches Gasgemisch ansaugen kann, sondern führt sie nach außen. Gegen das Eindringen von Staub kann man sich durch Einschalten eines Wassertopfes mit Kiesfilter in die Ansaugleitung schützen, wodurch man gleichzeitig eine zusätzliche Sicherung gegen zurückschlagende Flammen erzielt. Das auspuffende Verbrennungsgas wird durch Wassereinspritzung gekühlt und durch ein Filter von Kies, Eisendrehspänen u. dgl. geleitet, um die schädlichen Bestandteile der Verbrennungsgase zurückzuhalten und die Schlagwettersicherheit zu erhöhen.

Eine Vorstellung von der Bauart derartiger Lokomotiven gibt Abb. 581, die eine einzylindrige Lokomotive der Ruhrthaler Maschinenfabrik darstellt. Das im Behälter *a* mitgeführte Benzol fließt durch die Leitung *b* dem Vergaser- und Mischventil *c* zu, um durch die elektrische Abreißzündung *d* entzündet zu werden, wodurch der Kolben *e* nach rechts getrieben wird. Im folgenden Arbeitshub tritt das verbrannte Gemisch durch das Auslaßventil *f* und die Auspuffleitung *g* in den Behälter *h* und aus diesem

unter Berieselung mit Wasser ins Freie. Das Kühlwasser umfließt, aus dem Behälter *k* kommend, den Zylinder und die Ventile und wird durch eine kleine Pumpe im Kreislauf zurückgeführt. Die auf den Kolben ausgeübte Kraft wird durch die Druckstange *l* und die Getriebe 1—6 auf die Kettenscheibe 7 übertragen, von wo aus durch die Laschenkette *m* die Kettenscheiben 7*a* und 7*b* und damit die beiden Radachsen bewegt werden. Zum

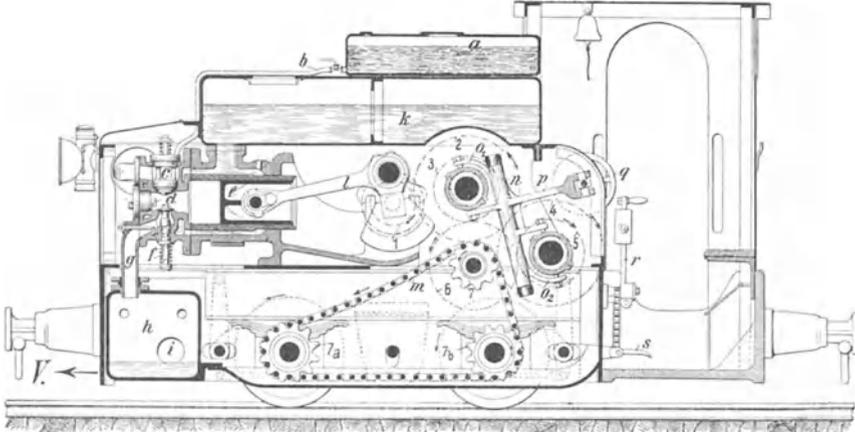


Abb. 581. Benzollokomotive der Ruhrthaler Maschinenfabrik zu Mülheim-Ruhr.

Umschalten auf Vor- und Rückwärtsfahrt dient das Handrad *q*, das mittels des Gabelstückes *p* und der Achse *n* auf die beiden Kuppelmuffen *o*<sub>1</sub> und *o*<sub>2</sub> wirkt und damit einmal die Stirnräder 1, 2, 4, 5 und 6 (vgl. auch Abb. 582*a*) und das andere Mal die Stirnräder 1, 2, 3 und 6 (vgl. auch Abb. 582*b*) zusammenschaltet, so daß bei Rechtsgang des Kolbens *e* die Drehung der Kettenscheibe 7 im ersteren Falle entgegen der Richtung, im letzteren Falle in der Richtung des Uhrzeigers erfolgt. *r* ist eine Hand-, *s* eine Fußbremse.

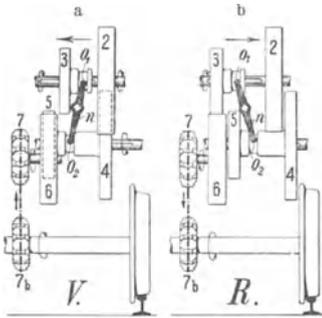


Abb. 582 *a* und *b*. Umschaltung auf Vorwärtsgang (V.) und Rückwärtsgang (R.) für Brennstoff-Lokomotiven.

Andere Hersteller, wie z. B. die Rheinische Maschinenfabrik Windhoff, bauen vierzylindrige Motoren, die ohne Schwungrad auszukommen gestatten und weniger Brennstoff verbrauchen.

Die Lokomotiven werden meist für Leistungen von 8, 12 oder 16 PS gebaut. Sie entwickeln mäßige Geschwindigkeiten (1,5 bis 3 m, meist nur 2 m). Als Beispiel für die Abmessungen sei erwähnt, daß eine 12 PS-Lokomotive etwa 3,5 m lang, 0,9 m breit und 1,5 m hoch ist und mit Brennstoff- und Wasserfüllung 5 t wiegt.

**123. — Diesel-Lokomotiven<sup>1)</sup>** Die Schweröl- oder Diesel-Lokomotiven arbeiten mit Schwerölen, wie sie bei der Teerdestillation (bei Temperaturen

<sup>1)</sup> Näheres s. Bergbau 1930, Nr. 19, S. 275 u. f., Nr. 26, S. 383 u. f.; A. Hentschel: Diesel-Grubenlokomotiven; — ferner Glückauf 1930, Nr. 34,

über 250—300°) gewonnen werden, wobei als Motor der „kompressorlose“ Dieselmotor verwandt wird, bei dem das Treiböl nicht durch hochgespannte Preßluft eingelassen, sondern durch eine Brennstoffpumpe in äußerst fein zerteiltem Zustande in den Zylinder eingespritzt wird. Für kleine Leistungen genügen einzylindrige Motoren, die dann meist liegend angeordnet werden; größere Kräfte können durch vier- und sechszylindrige Motoren in stehender Anordnung entwickelt werden.

Die ersten Lokomotiven dieser Art wurden 1927 von der Gasmotorenfabrik Deutz (jetzt Humboldt-Deutz) geliefert; sie haben sich gut bewährt, so daß heute bereits eine größere Anzahl von Diesel-Lokomotiven in Betrieb ist. Die Bauart einer größeren Deutzer Lokomotive wird durch Abb. 583 veranschaulicht. Der Motor *a* ist ein stehender Vierzylindermotor, dessen Zylinder paarweise zu je einem Block vereinigt sind und ihre Einström- und Auspuffleitung paarweise gemeinsam haben. Jeder Zylinder hat seine eigene Brennstoffpumpe, die nach dem Vorkammer-Verfahren das Treiböl

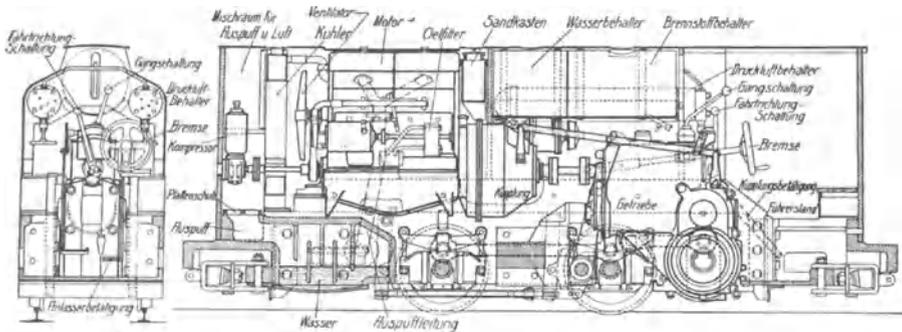


Abb. 583. Diesel-Grubenlokomotive im Quer- und Längsschnitt.

in eine Vorkammer spritzt, wo der Explosionsvorgang eingeleitet wird, um sich dann durch enge Verbindungsöffnungen hindurch in den Zylinderkopf fortzusetzen. Die Drehung der Kurbelwelle, auf der ein kleines Schwungrad sitzt, wird mittels einer Kuppelung auf das vollständig eingekapselte Zahnradgetriebe übertragen, das durch Vermittlung einer Blindwelle auf beide Radachsen wirkt. Die Auspuffleitung mündet in einen Wasserkasten, wo die Auspuffgase in Zickzackführung durch das Wasser geleitet und sodann durch einen Plattenschutz ins Freie geblasen werden; vor dem Austritt werden sie noch, um sie für die Atmung völlig unschädlich zu machen, mit Luft vermischt, die durch den Ventilator, der den Wasserkühler belüftet, von außen mit angesaugt wird. Im oberen Teil der Lokomotive sind hintereinander Brennstoff-, Wasser- und Sandbehälter untergebracht. Für das Anlassen des Motors wird Preßluft benutzt, die durch einen besonderen kleinen Kom-

S. 1145 u. f.; Dr. H. H. Müller-Neuglück und H. Werkmeister: Die Grubensicherheit der Diesel-Lokomotiven; — ferner Internat. Bergwirtschaft und Bergtechnik 1931, Heft 8, S. 107 u. f.; W. Laudahn: Die Anwendung des Dieselmotors im Bergbau. — Über die Dieselmotoren im allgemeinen unterrichtet u. a. Dr. H. u. C. Hoffmann: Lehrbuch der Bergwerksmaschinen (Berlin, J. Springer), 2. Aufl., 1931, S. 192 u. f.

pressor an der Hinterseite der Lokomotive erzeugt wird, der ebenso wie der Ventilator von der hinteren Verlängerung der Kurbelwelle angetrieben wird; die erzeugte Preßluft wird in dem vorn untergebrachten Behälter gespeichert. Der Führer hat zunächst zwei Fußhebel zur Verfügung, mit denen er den Anlasser und die Kuppelung betätigt. Ferner kann er durch einen Hebel die verschiedenen Geschwindigkeiten, durch einen andern die Fahrtrichtung beherrschen und mit dem Handrad die Bremse handhaben. Die Auspuffgase werden durch Zweigrohre zur Auspuffleitung geführt und durch diese zu dem mit Zwischenwänden versehenen Wasserkasten weitergeleitet, um dann den Plattenschutz zu durchstreichen und, durch Frischluft verdünnt, seitwärts ins Freie zu gelangen.

Da die Brennstoff-Lokomotiven wegen ihrer zahlreichen Getriebeteile sorgfältig gegen Staub und Tropfwasser geschützt werden müssen, so sind nicht nur Motor und Vorgelege je für sich dicht eingekapselt, sondern es ist auch die ganze Maschine durch ein Blechgehäuse abgeschlossen, das nur eine Anzahl Kühlungs- und Lüftungsöffnungen erhält.



Abb. 584. Außenansicht einer Schweröl-Lokomotive mit abgenommenen Seitenblechen.

Eine Vorstellung vom Gesamtbau einer Schweröl-Lokomotive vermittelt Abb. 584, die eine Ausführung der Ruhrthaler Maschinenfabrik wiedergibt. In dieser bedeuten die Buchstaben *a* den vierzylindrigen Motor, *b* das Getriebegehäuse, *c* den Brennstoff-, *d* den Kühlwasserbehälter, *e* den Küh-

ler, *f* die Akkumulatorbatterie für den Licht- und Anlaßstrom, *g* den Anlaßmotor und *h*<sub>1</sub>—*h*<sub>4</sub> die Köpfe der vier Zylinder mit den Einspritzdüsen.

Außer dem Anlassen durch Druckluft kommt auch ein solches durch elektrischen Strom, wie beim Kraftwagen, in Betracht, das allerdings teurer wird, dafür aber den Vorteil einer größeren Bequemlichkeit in der Handhabung und der gleichzeitigen Ausnutzung des Stromes für die Beleuchtung bietet. Die Druckluft für das Anlassen kann auch mit Hilfe entsprechender Anschlußvorrichtungen für die benötigten Zapfstellen aus dem Druckluftnetz der Grube entnommen und in Vorratsflaschen mitgeführt werden; die Lokomotive baut sich dann infolge Wegfalls des Kompressors billiger.

Diesel-Lokomotiven werden in Größen von etwa 20—70 PS mit einem Dienstgewicht von 7—10 t und einer Zylinderzahl von 1—6 gebaut; ihre Gesamtlänge beträgt 4,2—4,5 m.

**124. — Fahrdrabt-Lokomotiven<sup>1)</sup>.** Für den Antrieb von Lokomotiven mit Oberleitung können an sich alle Stromarten verwandt werden. Doch hat der Gleichstrom im wesentlichen das Feld behauptet, da er niedrige

<sup>1)</sup> S. auch Elektrizität im Bergbau (13. Band der Siemens-Handbücher, Berlin, de Gruyter & Co.), 1926, S. 242 u. f.; A. Passauer: Die unterirdische Streckenförderung, ihre Ausführung und Unterhaltung; — ferner Bergbau 1928, Nr. 8. S. 89 u. f.; E. Nattkemper: Die Entwicklung der elektrischen Grubenbahnen.

Spannungen und eine bequeme Stromabnahme ermöglicht und der Gleichstrommotor günstige Eigenschaften für den Lokomotivbetrieb besitzt, indem er beim Anlaufen geringe Geschwindigkeit mit großer Anzugkraft vereinigt, bei der späterhin ausreichenden geringeren Zugkraft aber größere Geschwindigkeiten ermöglicht. Allerdings macht der Gleichstrom, da die elektrischen Kraftwerke in der Regel Drehstrom liefern, dessen Umformung erforderlich, doch sind die Umformer durch die Einführung des Einankerumformers wesentlich vereinfacht worden, erfordern auch in der Regel keine besondere Bedienung, da sie in der Nähe des Schachtes aufgestellt werden können, wo immer einige Leute ohnehin beschäftigt sind. Neuerdings haben sich die in den letzten Jahren wesentlich verbesserten Quecksilberdampf-Gleichrichter, die ohne umlaufende Teile arbeiten und keine Wartung erfordern, rasch eingeführt; die Zukunft dürfte ihnen gehören.

Drehstrom erfordert außer der Schienenleitung zwei Drahtleitungen, also größere Anlage- und Unterhaltungskosten, und schließt außerdem die Stromabnahme durch die einfachen, widerstandsfähigen und betriebsicheren Bügel (Abb. 585 und 588) aus, was sich besonders beim Durchfahren von Weichen und Kreuzungen sehr störend bemerklich macht. — Einphasiger Wechselstrom, der sich an und für sich gut für den Lokomotivbetrieb eignet und die Vorzüge des Gleich- und Wechselstromes größtenteils vereinigt, hat sich nicht bewährt, da die Berührungsfahrer für ihn bei gleicher Spannung wesentlich größer ist als für Gleichstrom; auch wird der Betrieb mit dieser Stromart trotz des Fortfalls der Umformer nicht billiger, da der Spannungsabfall bei Wechselstrom wegen der Selbstinduktion größer wird, und man daher in der Regel mit einem Transformator an einem Ende der Bahn nicht auskommt, sondern mehrere, durch ein besonderes Speisekabel verbundene Transformatoren aufstellen muß.

Die Lokomotiven werden meist mit zwei in Rollenlagern laufenden Motoren ausgerüstet, deren jeder durch Zahnradgetriebe mit gehärteten Flanken eine Achse antreibt und die mit einseitigen Tatzenlagern federnd im Rahmen gestell aufgehängt sind. Da sich bei Hintereinanderschaltung der Motoren die doppelte Anzugkraft, bei Parallelschaltung die doppelte Geschwindigkeit ergibt, so sieht der Schaltungsplan für das Anfahren Hintereinander-, für die Streckenfahrt Parallelschaltung vor.

Der Lokomotivrahmen ruht gewöhnlich mit Hilfe von Blattfedern, die unter seinen Kopf fassen, auf den Achslagern.

Das äußere Bild einer Fahrdrabt-Lokomotive zeigt Abb. 585 nach einer Ausführung der AEG. Die Abbildung läßt die geringe Raumbeanspruchung der Lokomotive und den Schutz der empfindlichen Teile durch einen kräftigen Stahlblechmantel erkennen.

Die Stromabnahme erfolgt durch Bügel (Abbildungen 588 und 589) oder Rollen, die mittels eines Hebels oder eines Parallelogrammgerüsts (Abb. 588) durch Federkraft gegen den Draht gedrückt werden; außerdem kommen auch Schleifschuhe und söhliche Schleifhebel oder „Ruten“ für Stromabnahme neben den Schienen in Betracht. Es muß dabei Rücksicht auf die Umkehrung der Fahrriichtung genommen werden, die namentlich beim Verschiebebetrieb öfter notwendig wird. Am einfachsten ist in dieser Hinsicht der Parallelogrammbügel, mit dem sowohl vorwärts- als rück-

wärts gefahren werden kann, während der Schleifbügel herumgeklappt und die Rolle herumgedreht werden muß und der Schleifschuh kippbar und in doppelter

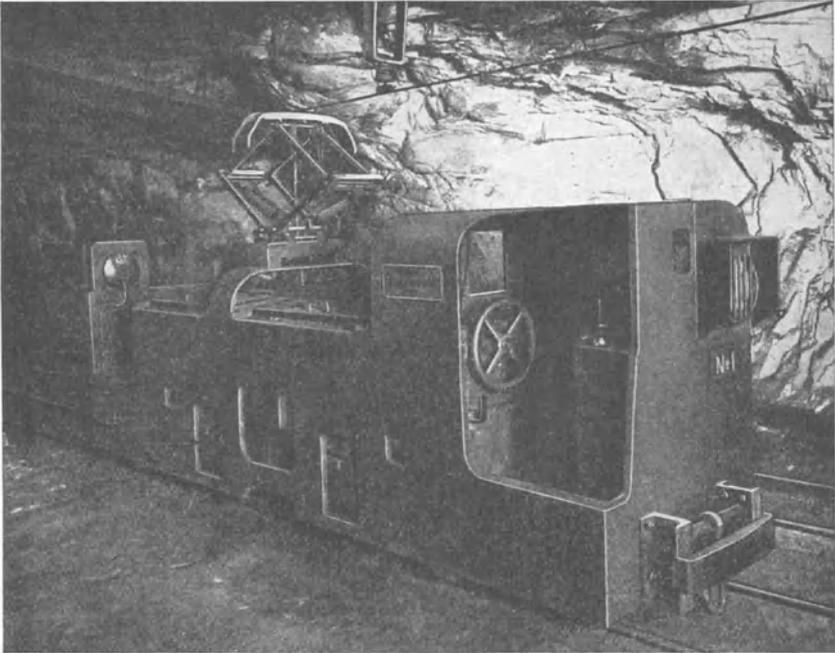


Abb. 585. Elektrische Fahrdrabt-Lokomotive der Allgemeinen Elektrizitätsgesellschaft, Berlin, für Gleichstrom, mit Parallelogrammbügel.

Anordnung angebracht wird, so daß ein Schuh zum Vorwärts-, der andere zum Rückwärtsfahren dient. Zur Vermeidung von schlagwettergefährlichen, stärkeren Funken sind mindestens zwei Stromabnehmer anzuordnen, so daß beim Abspringen des einen oder anderen der Hauptstrom noch nicht unterbrochen wird.

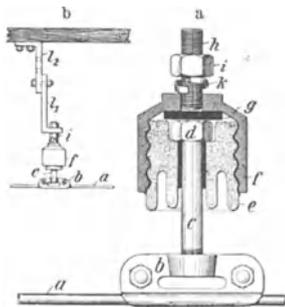


Abb. 586 a und b. Fahrdrabt-Aufhängung.

Der Fahrdrabt wird an Isolatoren befestigt. Einen zweckmäßig gebauten Isolator zeigt Abb. 586a in der Ausführung des Elektrowerkes Dümpelmann in Essen. Der Draht *a* wird mit Hilfe eines Bronzehalters *b* von einem Schraubenbolzen *c* getragen, der mit einem Sechskant *d* hinter den mit grobem Gewinde in die gußeisernen Hülse *f* eingeschraubten Porzellaninsert *e* faßt, wobei die Isolierung gegen die Aufhängung durch die eingelegte Isolierplatte *g* gesichert wird. Diese Befestigungsart ermöglicht rasches Anbringen und bequemes Auswechseln.

In druckfreiem Gebirge können die Isolatoren einfach in die Kappen der Zimmerung eingeschraubt oder in die Mauerung einzementiert werden. In druckhaftem Gebirge dagegen ist mit Verringerung der Höhe zwischen Schienenoberkante und Firste zu rechnen, der durch bewegliches Anbringen der Isolatoren Rechnung zu tragen ist. Abb. 586 b zeigt eine derartige Befestigung, bei der die beiden Laschen  $l_1$   $l_2$  mit Hilfe der in ihnen angebrachten Schraubenlöcher gegeneinander versteckt werden können, so daß Senkungen der Firste oder Quellen der Sohle bis zu einem gewissen Grade ausgeglichen werden können. Außerdem ist ein nachgiebiges Aufhängen der Oberleitung anzustreben, um diese in möglichst dauernder Verbindung mit den Stromabnehmern zu halten und dadurch die Funkenbildung auf ein Mindestmaß herabzudrücken<sup>1)</sup>. Zu diesem Zwecke sind besonders Knicke im Fahrdrabt zu vermeiden, wie sie bei zu „hartem“ Aufhängen und zu schmaler Tragfläche des Drahtes entstehen. Eine diesen Erfordernissen Rechnung tragende Aufhängevorrichtung, wie sie von Weinand angegeben ist und von Hausherr, Hinselmann & Co. ausgeführt wird, zeigt Abb. 587 a und b. Die aus Profildraht bestehende Oberleitung  $D$  wird durch zwei Schuhe  $a_1$   $a_2$  gefaßt, die durch Vermittelung des federnden Flacheisens  $b$  vom Isolator  $c$  getragen werden. Dessen Glocke hängt ihrerseits an dem Winkel  $d_1$ , der mit dem um die Kappe herumgreifenden Winkel  $d_2$  durch Klemmschrauben verbunden ist. Ihre Höhenlage kann gemäß Abb. 587 b nicht nur dadurch geändert werden, daß  $d_1$  gegen  $d_2$  mit Hilfe eines Schlitzes verschoben werden kann, sondern auch weiterhin noch dadurch, daß der Winkel  $d_2$  nach oben umgelegt werden kann.

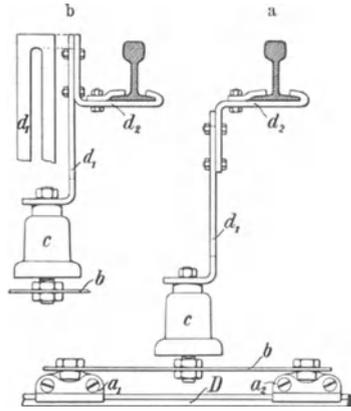


Abb. 587 a und b.  
Federnde Fahrdrabt-Aufhängung.

Ein durchgreifendes Mittel ist das Aufhängen an besonderen Tragdrähten, die ihrerseits durch Querverspannungen gehalten werden, oder unmittelbar an Querdrähten. Um dabei auch bei druckhaftem Gebirge die richtige Höhe halten zu können, kann man die Querdrähte an besonderen Jöchern aufhängen, die den Bewegungen der Sohle folgen können. Nach dem Patent von Erdmenger-Siebeck (DRP. 507328) werden die Tragständer für die Querdrähte, ähnlich wie im Tagebaubetrieb, unmittelbar mit den Schwellen verbunden.

Auch durch zweckmäßiges Ausgestalten der Stromabnehmer selbst bekämpft man die Funkengefahr. Zunächst empfiehlt sich eine flächenhafte Ausbildung der Bügeloberfläche (s. Abb. 588), die weit weniger Unterbrechungen der Verbindung gestattet als eine nur punktförmige Berührung. Ferner hat sich eine sparsame Schmierung der Oberleitung bewährt, die diese sowie die Bügelflächen dauernd glatt erhält und außerdem den Ver-

<sup>1)</sup> Näheres s. Glückauf 1927, Nr. 7, S. 221 u. f.; C. Körfer: Stromabnehmer für Grubenlokomotiven.

schleiß wesentlich herabsetzt. Einen mit einer Schmiervorrichtung versehenen, gut durchgeformten Parallelogramm-Schleifbügel, der von den Siemens-Schuckert-Werken und (für Rheinland und Westfalen) von der Hauhinco ausgeführt wird, zeigt Abb. 588. Der Bock *a* trägt die vier beweglichen Arme  $b_1-b_4$ , für deren Fußgelenke durch die Zahnrad- und Klinkenverbindung *c d* (oder durch zwei miteinander kämmende Zahnsegmente) in Verbindung mit den Schraubenfedern  $e_1 e_2$  die Beweglichkeit bei gleichzeitiger Festlegung in jeder Lage gesichert wird. Der Strom wird durch Kupferkabel  $f_1 f_2$  zum Motor geführt. Das Scheitelgelenk trägt die Brücke *g*, an der die beiden Bügel  $h_1 h_2$  befestigt sind und die einen Ölbehälter *i* enthält, von dem aus das zwischen beiden Bügeln liegende Schmierkissen *k* gespeist wird. — Der von Gebr. Brand in Hamborn hergestellte Bügel nach Abb. 589 zeigt ein durch die Öffnung *b* mit Schmieröl gefülltes Bogenrohr *a*, das durch den Docht *c* dem gabelförmig ausgebildeten Bügel *d* zugeführt wird, in dem das Schmierkissen *e* liegt. — Die AEG

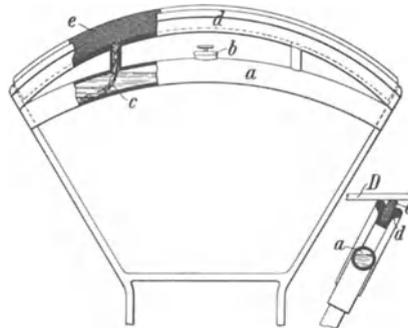
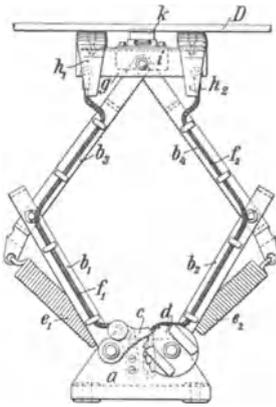


Abb. 588. Parallelogramm-Doppelbügel.

Abb. 589. Bügelkopf mit Schmiervorrichtung.

schaltet zwischen die Schleifbügel besondere Bügel ein, die ein Schmierkissen tragen, das aus dem Ölbehälter in der Mitte des Bügels gespeist wird. Solche Schmiervorrichtungen erfordern vorsichtige Behandlung wegen der Brandgefahr.

Ohne Schmierung kommen Schleifstücke aus Hartkohle aus, wie sie u. a. von der Elektro-Apparate-G. m. b. H. in Essen geliefert werden. Auch Aluminiumbügel mit Graphiteinlagen haben sich bewährt.

Wichtig für die Aufhängung der Drahtleitung sind die Sicherheitsvorschriften des Verbandes Deutscher Elektrotechniker, wonach für die Oberleitung bei Niederspannung (unter 250 Volt) ein Abstand von mindestens 1,8 m, bei Hochspannung (über 250 Volt) ein solcher von mindestens 2,3 m über der Schienenoberkante innezuhalten oder sonst eine besonderer Fahrweg für die Leute neben den Gleisen anzulegen ist. Bei Rollen- und Schleifschuh-Abnehmern kann außerdem die Gefahr wesentlich dadurch eingeschränkt werden, daß die Leitung durch seitlich angebrachte Holzbretter gegen zufällige Berührung abgeschlossen wird<sup>1)</sup>.

<sup>1)</sup> Näheres s. Glückauf 1922, Nr. 8, S. 221 u. f.; W. Vogel: Gefahren in elektrischen Lokomotivförderstrecken unter Tage und ihre Verhütung.

Die Rückleitung erfolgt wie bei den elektrischen Bahnen über Tage durch die Schienen, die zu diesem Zwecke an den Stößen durch besondere, stromleitende Verbindungen überbrückt sind. Der eine Pol der Dynamomaschine *D* (s. Abb. 590) ist also an die Erde angeschlossen und steht hierdurch bei II mit dem Ende der Schienenleitung in Verbindung, während die Lokomotive *L* in ihrer jeweiligen Stellung bei I den Stromschluß zwischen der Ober- und der Schienenrückleitung herstellt.

Eine sorgfältige Ausführung und Behandlung der Schienenrückleitung ist besonders für Schlagwettergruben wichtig. Von einer gut leitenden Schienenverbindung hängt nämlich nicht nur die Wirtschaftlichkeit des Lokomotivbetriebes, sondern auch der Schutz der Nachbarschaft gegen die „Schleich-“ oder „Streuströme“<sup>1)</sup> ab, die bei schlechter Verbindung der Schienen durch das Gebirge zu den verschiedenen am Stoße verlagerten Rohrleitungen, eisenbewehrten Kabeln, Lutten usw. gelangen und sich in Spannungsunterschieden zwischen diesen und den Schienen, sowie zwischen den Leitungen unter sich äußern können. Man hat verschiedentlich Spannungen bis zu 6—10 Volt feststellen können. Derartige „verschleppte“ Spannungen können einerseits zu Funkenbildungen führen und dadurch schlagwettergefährlich werden, andererseits bei nicht sehr sorgfältig verlagerten Leitungen für die elektrische Schießarbeit das vorzeitige Losgehen der Schüsse veranlassen, da die meisten Zünder nur wenige Volt Spannung benötigen. Abb. 590 veranschaulicht die Entstehung solcher Streuströme bei gleichmäßigem Übergangswiderstand in den einzelnen Stoßverbindungen. Bei *I* tritt ein Teil des Rückstromes mit einem Spannungsunterschied von 5 Volt in das Gebirge aus, um bei *II* mit einem gleichen, aber entgegengesetzten Spannungsunterschied in die Schienen zurückzufließen.

Die Gefahr der Schleichströme wird durch sorgfältige leitende Verbindungen der einzelnen Schienen unter sich und der verschiedenen Schienenstränge miteinander (etwa alle 100 m) bekämpft. Die früher empfohlene Verbindung der Schienen mit den an den Streckenstößen verlagerten Rohrleitungen, eisenbewehrten Kabeln, Lutten usw. hat man wieder verlassen, da dadurch die Schienenspannungen weit in das Grubengebäude hinein verschleppt werden und dort Unheil anrichten können. Spannungsunterschiede zwischen Schienen und Rohrleitungen schaden in den Hauptstrecken nicht, da hier nicht geschossen wird. Schleichströme, die in die Nebenstrecken vordringen, werden durch künstliches Kurzschließen unschädlich gemacht.

Die Schienenverbindungen müssen außer guter Leitfähigkeit auch möglichst geringe Empfindlichkeit gegen unruhige Sohle und entgleisende Wagen

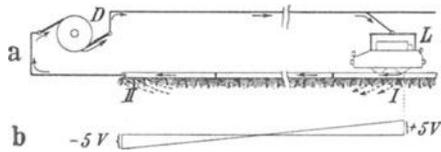


Abb. 590. Stromweg und Streuströme bei Förderung mit Fahrdrabt-Lokomotiven.

<sup>1)</sup> Glückauf 1916, Nr. 44, S. 925 u. f.; K. Alvensleben: Die beim Betriebe elektrischer Grubenbahnen mit Oberleitung auftretenden Streuströme usw.; — ferner ebenda 1925, Nr. 16, S. 453 u. f.; C. Truhel: Entstehung, Wirkung und Verhütung von Streuströmen und Streuspannungen; — ferner ebenda 1925, Nr. 49, S. 1553 u. f.; E. Ullmann: Der Einfluß der elektrischen Streckenförderung auf die Sicherheit des Grubenbetriebes.

haben. Die früher meist üblichen Verbindungen durch Kupferleitung werden daher heute unter die Laschen gelegt und durch diese geschützt, zumal bei ihnen auch noch die Gefahr des Diebstahls in Betracht kommt. Eine zweckmäßige Verbindung der Siemens-Schuckert-Werke zeigt Abb. 591; die Kupferlitzen werden hier etwas gestaucht verlegt, um Bewegungen der Schienen und der Sohle folgen zu können. Ohne Kupferverbindungen kann man auskommen, wenn man die Laschen durch Verzinken oder (besser) Verbleien gegen Rost schützt und sie gemäß Abb. 592 ausführt, indem zahlreiche Spitzen den Stromübergang auch bei Bewegungen in den Schienen mit genügender Sicherheit vermitteln, oder sie an einer Anzahl von Stellen mit den Schienen verschweißt (Punktschweißung). Die beste Verbindung erzielt man durch Verschweißen der Schienen selbst; doch eignet sich diese

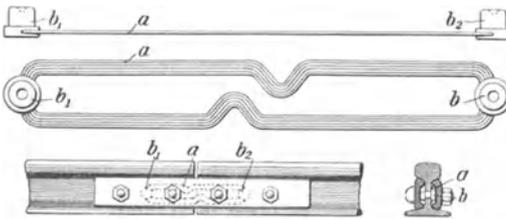


Abb. 591. Schienenverbindung durch geschützt verlegte Kupferdrähte.

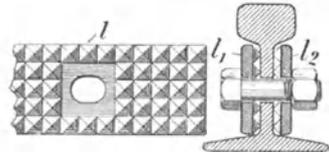


Abb. 592. Laschenverbindung nach Brunnenbusch für elektrische Lokomotivförderung.

weniger für Strecken mit unruhiger Sohle und stärkeren Temperaturschwankungen, kommt daher in erster Linie für große Förderstrecken in tiefen Gruben und in einer gewissen Entfernung von Abbaubetrieben in Betracht. Die Leitfähigkeit der Verbindung nach Abb. 591 beträgt etwa 80—85 %, diejenige der Punktschweißung etwa 95—98 % der Verbindung durch Vollschweißung. — Für die Berechnung des Leitungswiderstandes wird mit Rücksicht auf die erwähnten Schienen-Querverbindungen die Summe aller Schienenquerschnitte zugrunde gelegt; für eine zweigleisige Strecke kann man daher mit vier Schienenquerschnitten rechnen.

Lokomotivgröße	Zugkraft am Haken kg	Stunden- leistung <sup>1)</sup> kW (PS)	Abmessungen			Gewicht kg
			Höhe mm	Breite mm	Länge mm	
Siemens- Schuckert- Werke	I	780	1600	900	4320	6200
	II	930		900		7000
	III	1340		940		9200
Allg.- Elektr.- Ges.	IV	670	1425	875	3200	4500
	V	1660	1545	900	4530	7500
	VI	2980	1430	1200	4800	9500
	VII <sup>2)</sup>	14650	436 (595)	2000	1550	15500

<sup>1)</sup> Unter Stundenleistung wird die Leistung verstanden, die der Motor in einstündigem ununterbrochenem Betriebe ohne unzulässige Erwärmung abgeben kann.

<sup>2)</sup> Für den Eisenerzbergbau.

Nach den Vorschriften des Verbandes Deutscher Elektrotechniker müssen in nicht zu großen Abständen Einrichtungen vorgesehen werden, die es gestatten, die Oberleitung stromlos zu machen. Das kann von einer Zentralstelle oder auch von der Lokomotive aus geschehen.

Eine Zusammenstellung der wichtigsten Angaben für Fahrdraktlokomotiven gibt vorstehende Übersicht, die erkennen läßt, daß man sie für recht große Leistungen ausführen kann, ohne zu große Abmessungen zu erhalten; die Spannung ist mit 220 Volt, die Fahrgeschwindigkeit mit rd. 3 m/s angenommen.

**125. — Akkumulator-Lokomotiven<sup>1)</sup>.** Die Akkumulator-Lokomotiven erhalten ihren Strom aus einer mitgeführten Akkumulatorbatterie, die nach Erschöpfung durch eine Stromquelle neu aufgeladen werden muß.

Da jede Zelle eines Akkumulators eine bestimmte Spannung (von etwa 2 Volt) liefert, so hängt die gewünschte Betriebsspannung von der Zahl der Zellen ab. Die Siemens-Schuckert-Werke verwenden Batterien von 80 Zellen, die eine Entladespannung von 150 Volt gestatten, während ihre Ladespannung bei 220 Volt gehalten werden muß. Die verschiedenen hohen Leistungen der Lokomotiven werden durch die entsprechende Zahl der Platten in jeder Zelle, der die Stromstärke entspricht, erzielt. Die Gesamtleistung, die eine Batterie bis zur Erschöpfung hergeben kann, ihre „Kapazität“, wird in Amperestunden (Ah) angegeben. Eine Lokomotive mit einer Batterie von einer Kapazität von 120 Ah kann mit einem durchschnittlichen Strombedarf von 100 A rund 7 Doppelfahrten von je 2×5 Minuten Dauer machen, muß also, wenn mit Pausen von je 10 Minuten gerechnet wird, nach rund 2½ Stunden die Batterie wechseln. Sie entwickelt dabei mit 150 V Spannung rund 15 kW und leistet mit einer Ladung 200—250 Nutz-tkm.

Für den Akkumulator<sup>2)</sup> ist eine große Kapazität erforderlich, die eine möglichst lange Fahrzeit ohne das zeitraubende Auswechseln der Batterie (s. unten) gestattet. Ferner ist eine möglichst weitgehende Unempfindlichkeit gegen mechanische und elektrische Beanspruchungen anzustreben; die Zellen sollen also durch Erschütterungen beim Fahren, durch zu starke Ladung und zu weitgehende Entladung möglichst wenig leiden. Diesen Anforderungen genügt in erster Linie der Nickel-Cadmium-Akkumulator nach Edison, der eine Kapazität von etwa 320—350 Ah je Zelle und damit das 2½—3fache derjenigen der gewöhnlichen Bleiakkumulatoren erreicht, auch die geforderte Widerstandsfähigkeit weitgehend aufweist, allerdings auch mehr als das Doppelte des gewöhnlichen Akkumulators kostet. Außerdem haben sich die von der Akkumulatorenfabrik A.-G. ausgebildeten Panzerplatten-Bleiakkumulatoren bewährt, deren einzelne Platten aus gelochten Hartgummiröhrchen bestehen, deren Kern ein dünner Bleistab bildet, um den herum die wirksame Masse eingebracht ist.

Um die Lokomotive nicht während der Ladezeit außer Betrieb setzen zu müssen, wird die Batterie lösbar auf ihr befestigt und nach Entladung ein-

<sup>1)</sup> Vgl. auch Zeitschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1922, Nr. 4, S. 79; Dr. H. Beckmann: Fortschritte in der Verwendung von Akkumulatoren; — ferner Revue de l'ind. min. 1927, Nr. 162, S. 377 u. f.; M. Haynau: Essai de traction par locomotives à accumulateurs usw.

<sup>2)</sup> Näheres s. im 1. Bande dieses Werkes, 6. Aufl., 5. Abschnitt, Ziff. 213 u. 214.

fach gegen eine frischgeladene vertauscht. Man erzielt dadurch gleichzeitig den Vorteil, daß man das Laden zu einer passenden Zeit, d. h. bei geringer sonstiger Beanspruchung der Dynamomaschine, vornehmen und so die letztere gut ausnutzen kann. Gemäß Abb. 593 fährt die Lokomotive zum Zwecke des Batteriewechsels zwischen zwei ebenfalls mit Rollen  $b$  ausgerüstete Tische  $a_1$  und  $a_2$ . Durch eine Laschenkette, die zunächst über die Rollen der Lokomotive und des einen Tisches und sodann über die ersteren und die des anderen Tisches gelegt und durch eine Kurbel  $c$  bewegt wird, zieht man zuerst die entladene Batterie  $B_1$  auf den Tisch  $a_1$  und dann die frischgeladene Batterie  $B_2$  von dem anderen Tisch  $a_2$  auf die Lokomotive, so daß diese nach Verriegelung der Batterie gleich wieder fahren kann.

Bei Bleiakkumulatoren muß wegen ihrer Empfindlichkeit für ihre sorgfältige Behandlung, besonders in elektrischer Hinsicht, Sorge getragen werden; nur geschulte Leute sind damit zu betrauen, und die für die zulässigen Grenzspannungen bei Ladung und Entladung gegebenen Vorschriften müssen

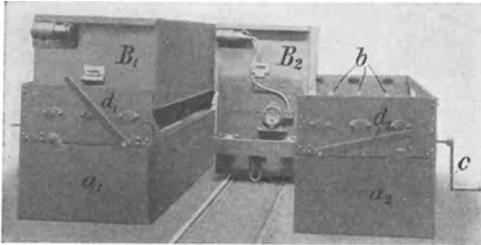


Abb. 593. Batteriewechsel bei Akkumulator-Lokomotiven.

sorgfältig innegehalten werden. Der Kraftverbrauch der Akkumulator-Lokomotiven ist an sich wegen der Verluste im Akkumulator größer als derjenige der Fahrdrat-Lokomotiven, doch wird dieser Unterschied durch die Leitungs- und die größeren Anfahrverluste bei den Fahrdrat-Lokomotiven wieder ausgeglichen. Die Strom-

kosten je kWh sind niedriger, da für die Ladung der Akkumulatoren der Nachtstrom benutzt und daher das Kraftwerk vorteilhafter ausgenutzt werden kann.

Vereinzelt hat man, um den Lokomotivführer zu sparen, eine Förderung mit selbststeuernden Akkumulator-Lokomotiven eingerichtet<sup>1)</sup>. Wegen der geringen Geschwindigkeiten, die bei solchem Verfahren nur zulässig sind, und wegen der schwierigen Regelung des Betriebes mit mehreren Lokomotiven haben sich diese Lokomotiven nicht behaupten können, zumal auch bei den heute eingeführten größeren Lokomotiven die Bedeutung von Lohnersparnissen zurücktritt.

**126. — Preßluft-Lokomotiven.** Nach fehlgeschlagenen Versuchen zu Anfang der 1890er Jahre ist im Jahre 1907 die erste deutsche Preßluft-Grubenlokomotive auf den Emscherschächten des Kölner Bergwerksvereins<sup>2)</sup> in Betrieb gesetzt worden und hat wegen ihrer guten Bewährung bald Nachahmung gefunden. Eine solche Lokomotive besteht aus einem Hauptluftbehälter von großen Abmessungen, der einen Vorrat von hochgespannter Preßluft enthält, einem kleinen Zwischenbehälter,

<sup>1)</sup> Glückauf 1911, Nr. 38, S. 1483 u. f.; J. Recktenwald: Führerlose Akkumulator-Lokomotiven.

<sup>2)</sup> Glückauf 1908, Nr. 48, S. 1685 u. f.; Winkhaus: Die Druckluftförderung unter Tage auf den Schächten des Kölner Bergwerksvereins.

der sog. „Arbeitsflasche“, die die Luft mit dem zum Betrieb geeigneten Drucke aufnimmt, ehe sie dem Motor zuströmt, und diesem selbst, der die Achsen ähnlich wie bei einer Dampflokomotive antreibt.

Preßluft-Lokomotiven bauen: die Berliner Maschinenfabrik vorm. L. Schwartzkopff in Berlin, die Ruhrthaler Maschinenfabrik Schwarz & Dyckerhoff in Mülheim-Ruhr, A. Borsig in Berlin-Tegel, die Deutsche Maschinenfabrik A.-G. in Duisburg u. a. Die wesent-

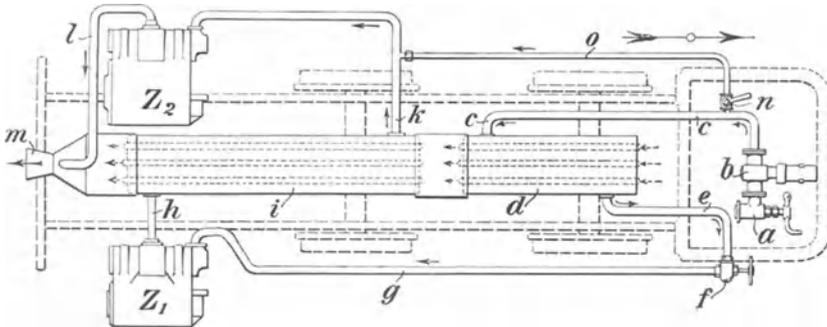


Abb. 594. Druckluftleitungen und Zwischenwärmer einer Preßluft-Lokomotive der Deutschen Maschinenfabrik, Duisburg.

lichen Züge der Bauart ergeben sich aus der schematischen Darstellung einer Demag-Lokomotive in Abb. 594. Die Preßluft wird aus dem (nicht mit abgebildeten) Hochdruckbehälter durch das Absperrventil *a*, das Druckminderungsventil *b* und das Rohr *c* in die „Arbeitsflasche“ *d* geleitet und strömt von dort aus durch die Leitung *e*, das Ventil *f* und die Leitung *g* zu dem Hochdruckzylinder *Z*<sub>1</sub>, um nach Ausnutzung in diesem dem Zwischenwärmer *i* und durch die Leitung *k* dem Niederdruckzylinder *Z*<sub>2</sub> zugeführt zu werden und schließlich durch die Leitung *l* und die Saugdüse *m* ins Freie zu strömen. In Bedarfsfällen kann auch durch das Ventil *n* und die Leitung *o* frische Luft unmittelbar in den Niederdruckzylinder geleitet werden.

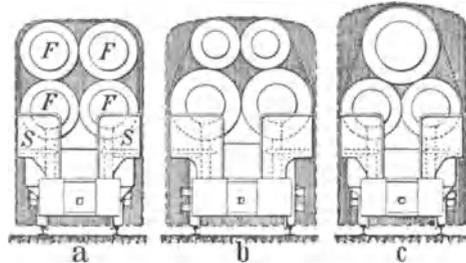


Abb. 595 a—c. Verschiedene Anordnung der Preßluftbehälter bei Preßluft-Lokomotiven.

Die Vorratsbehälter (*F* in Abb. 595 a) werden jetzt meist für einen Druck von 150—170 at gebaut. Es erscheint vorteilhaft, die durch die Fortschritte im Bau von Stahlbehältern gebotene Möglichkeit der Drucksteigerung auszunutzen, da z. B. eine Erhöhung des Druckes von 150 auf 175 at bzw. auf 200 at eine Vergrößerung des Fahrbereichs um 18—20 % bzw. um 35—37 % bedeutet. Man kann dann die teuren Hochdruck-Rohrleitungen im Felde nebst Zweigfüllstellen erheblich einschränken oder ganz entbehrlich machen. Je nach dem Streckenquerschnitt werden die Lokomotiven je mit einem oder mit mehreren (bis zu 9) Behältern ausgerüstet. Durch die Unter-

teilung des Luftspeicherraumes wird das Gewicht nicht erhöht, da die kleineren Behälter wegen ihrer geringeren Beanspruchung dünnwandiger sein können. An Stelle der früheren genieteten werden jetzt nahtlos gezogene Behälter verwendet. Die Arbeitsflasche *d* (Abb. 594) erhält Preßluft, die durch das Druckminderungsventil *b* auf 12–15 at gebracht worden ist. Sie besteht ebenso wie der Zwischenwärmer *i* aus einem Zylinder mit einem

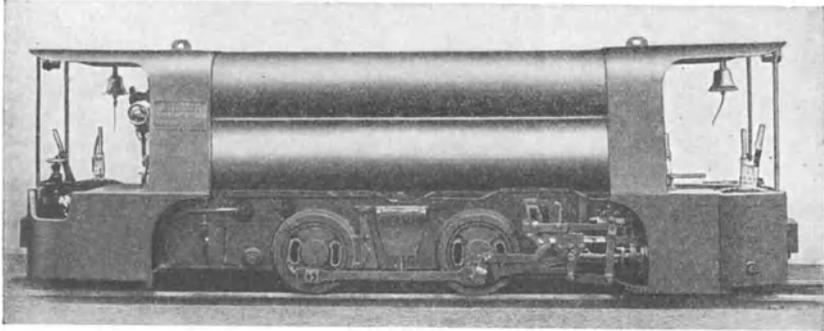


Abb. 596. Borsig'sche Preßluft-Lokomotive mit 2 Führersitzen.

Einsatz von vorn und hinten offenen Rohren, durch die während der Fahrt warme Grubenluft streicht und so die durch die Entspannung abgekühlte Luft wieder anwärmt; diese Luftbewegung wird durch die Saugwirkung der Düse *m* begünstigt. Diese Vorwärmung in der Arbeitsflasche sowie die

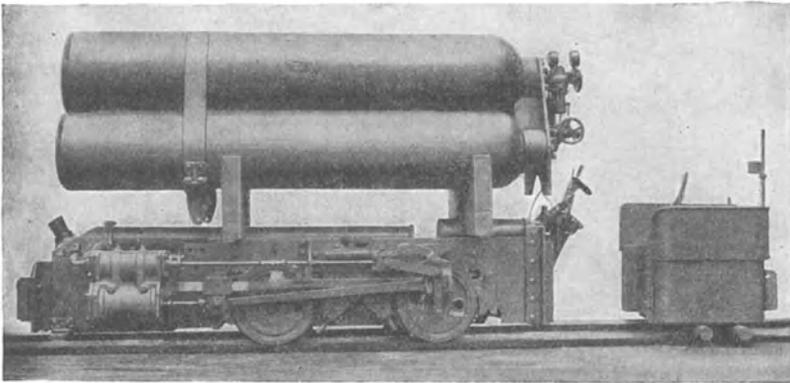


Abb. 597. Schwarzkopff'sche Preßluft-Lokomotive im zerlegten Zustande.

Zwischenwärmung zwischen Hochdruck- und Niederdruckzylinder ermöglichen weitgehende Ausnutzung der Entspannung der Preßluft ohne Eisbildung.

Die äußere Ansicht einer Borsig-Lokomotive gibt Abb. 596, die den Rahmen mit dem Antrieb, die Luftflaschen und den Führersitz erkennen läßt. Das Getriebe wird jetzt stets außen angeordnet, um es gut überwachen und bequem ausbessern zu können, ohne dabei zu große Ansprüche an die Spurweite der Lokomotive stellen zu müssen. Die Lokomotive ist mit zwei

Führersitzen ausgerüstet, um bei Rückwärtsfahrt den Führer ohne Drehung der Lokomotive stets vorn zu haben. Allerdings ist dann der Führer nicht durch die Luftflaschen gegen den (namentlich bei Fahrten gegen den Wetterstrom starken) Luftzug geschützt; auch kann er den Zug schlechter übersehen.

Eine Schwarzkopff-Lokomotive mit Schubkolbenantrieb gibt Abb. 597 in ihren einzelnen Teilen wieder.

Die Schwarzkopff-Lokomotiven werden jetzt auch mit schnellaufendem Sternzylindermotor ( $M$  in Abb. 598) betrieben, und zwar sind die größeren Lokomotiven mit sechs Zylindern ausgerüstet. Diese arbeiten auf eine gemeinsame Kurbelwelle, deren Drehung durch ein Kegelradgetriebe mittels Rollenketten auf beide Achsen übertragen wird, und sind staubdicht gekapselt. Durch diesen Antrieb ergibt sich der Vorteil eines geringeren Raumbedarfs, der durch Vergrößerung der Luftbehälter ausgenutzt werden kann, und eines gleichmäßigen Ganges, wodurch das Schleudern ohne Beeinträchtigung der Zugkraft beseitigt wird. Auch wird weitgehende Expansion und daher Verringerung des Luftverbrauchs ermöglicht. Ferner kann der ganze Antrieb als solcher verhältnismäßig rasch ausgewechselt werden. Schließlich wird auf diese Weise die vollständige Einkapselung der Lokomotive ermöglicht, so daß diese keine vorspringenden Teile zeigt.

Der Gesamtinhalt der Behälter beträgt 1300 bis 1500 l, was bei 150 atü Anfangsdruck einem Vorrat von 195–225 m<sup>3</sup> Luft von atmosphärischer Spannung entspricht. Die Arbeitsflasche hat 40–50 l Inhalt. Mit einer Behälterfüllung kann die Lokomotive etwa 90 tkm leisten. Doch wird der Wirkungsgrad bei einem Sinken des Luftdruckes unter den gewöhnlichen Betriebsdruck sehr gering, so daß es richtiger ist, durch rechtzeitiges Auffüllen stets die Erhaltung des vollen Betriebsdruckes im Hochdruckzylinder zu ermöglichen. Zum Zwecke dieser Ergänzung des Luftvorrates ließ man früher die Lokomotive nach jeder Rückkehr zum Schachte zur Füllstelle fahren. Heute werden bei größeren Entfernungen meist noch im Felde Füllstellen angeordnet, die dann das Fahren mit vollem Druck ermöglichen und außerdem Sicherheit dagegen bieten, daß eine Lokomotive etwa wegen zu stark gesunkenen Druckes auf der Strecke liegenbleibt. Diese letztere Gefahr ist allerdings nicht groß, da die Lokomotiven noch mit 4 atü 1000 m ohne Zug fahren können. Bei großen Fahrtlängen oder weitverzweigtem Streckennetz werden besondere Füllrohrleitungen teuer; man hilft sich dann dadurch, daß die Lokomotive mit einem Zusatzspeicher in Gestalt eines Tenderwagens fährt.

An den Füllstellen werden bei stärkerer Förderung größere Preßluftvorräte in gruppenweise zusammengefaßten, nahtlos gezogenen Stahlbehältern unter-

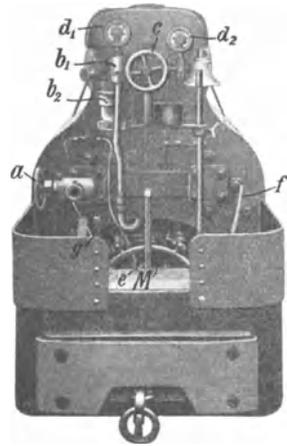


Abb. 598. Kopfsicht einer Lokomotive mit Sternzylindermotor.

$a$  = Füllventil,  $b_1$   $b_2$  = Druckminderungsventile,  $c$  = Fahrventil,  $d_1$   $d_2$  = Hoch- und Niederdruckmanometer,  $f$  = Bremshebel,  $g$  = Hebel für den Sandstreuer.

gebracht, die meist für einen Druck von 150–180 at bemessen sind. Außerdem empfiehlt sich das Vorschalten einer Gruppe von Vorratflaschen mit schräger Neigung, die eine Wasserabscheidung ermöglichen.

Um für den Abstand des Anschlußstutzens der Lokomotive vom Füllstutzen einen gewissen Spielraum zu bieten, führt die Firma W. Ahrend Nachf. in Oberhausen die Füllrohre als Gelenkrohre aus, die um 1–2 m in der Streckenrichtung verschiebbar sind und in den Gelenken durch besonders eingesetzte „Patronen“ gedichtet werden<sup>1)</sup>. Das unbeabsichtigte Anfahren der Lokomotiven während des Füllens der Behälter wird durch besondere Sperrvorrichtungen verhütet<sup>2)</sup>.

Für die Beleuchtung haben sich neuerdings die als Starklichtquellen unter Tage benutzten Turbinenlampen mit Druckluftbetrieb<sup>3)</sup> gut bewährt, da sie weniger empfindlich und umständlich als Akkumulatoren sind.

Zur Erzeugung der Preßluft dient ein über Tage stehender, mehrstufiger Hochdruckkompressor. Der Kraftverbrauch der Preßluftlokomotiven ist, der geringen Wirtschaftlichkeit der Preßluft entsprechend, hoch, allerdings wegen der größeren Wirtschaftlichkeit des Arbeitens mit Hochdruckluft verhältnismäßig günstiger als bei Niederdruck-Antrieben.

Zahlen über Abmessungen, Leistungen und Zugkräfte von Preßluft-Lokomotiven ergeben sich aus nachstehender Zahlentafel:

Bezeichnung der Lokomotive	Behälterinhalt m <sup>3</sup>	Abmessungen			Gewicht t	Höchstleistung PS	Größte Zugkraft am Haken kg	Fahrbereich mit einer Füllung km
		Länge	Breite	Höhe				
		mm	mm	mm				
Borsig, zweisitzig . . .	1,4	4840	1010	1620	9,3	33,5	900	} 8
Borsig, schwere Ausführung . . . . .	1,75	4840	1090	1720	10,6	44	1180	
Schwartzkopff, Schubkolben-Antrieb . . . . .	1,3 —1,4	4200	850 —1200	1400 —1700	6—9	30	810	5—11
Schwartzkopff, Sternmotor-Antrieb . . . . .	1,4 —1,5	4200	825 —1025	1400 —1650	7,5—9	35	1100	6—9

**127. — Vergleich der verschiedenen Lokomotivarten.** Die Betriebskraft stellt sich im allgemeinen am billigsten bei der Diesel-Lokomotive, am teuersten bei der Preßluft-Lokomotive. Ihre Kosten hängen einerseits von der Wirtschaftlichkeit der Ausnutzung des Treibmittels, andererseits von dessen Preis ab. Bei der Brennstoff-Lokomotive nutzt der Motor die im Brennstoff enthaltene Kraft am besten aus, doch kommt dieser Vorteil nur der Diesel-Lokomotive in vollem Umfang zugute, während er bei der Benzol-Lokomotive durch den hohen Preis der Brennstoffe wieder ausgeglichen wird. Bei der elektrischen Lokomotive ist

<sup>1)</sup> S. Glückauf 1926, Nr. 22, S. 713 u. f.; A. Sauermann: Füllrohre für Druckluft-Grubenlokomotiven.

<sup>2)</sup> Vgl. z. B. Glückauf 1931, Nr. 8, S. 270; A. Haape: Sicherung gegen das Durchgehen von Druckluftlokomotiven.

<sup>3)</sup> Vgl. Bd. I dieses Werkes, 6. Aufl., 5. Abschnitt, Ziff. 221.

die Gesamtausnutzung schlechter, doch kann, wenn die Lokomotiven von einem größeren Kraftwerk gespeist werden, mit sehr niedrigen Stromkosten gerechnet werden. Von den beiden Arten von elektrischen Lokomotiven arbeitet bei gleichen Stromkosten die Akkumulator-Lokomotive allerdings an sich etwas teurer, da bei ihr wegen der doppelten Umformung des Stromes der Gesamtwirkungsgrad nur 40 bis 50% beträgt gegenüber einem solchen von 60—65% bei der Fahrdraht-Lokomotive. Doch wirken, wie bereits auf S. 492 angeführt wurde, die geringeren Leitungs- und Anfahrverluste ausgleichend. Auch kann der Ladestrom für die Akkumulatoren billiger berechnet werden.

Die Betriebsicherheit ist bei der Fahrdraht-Lokomotive am größten. Einerseits ist diese nicht von einem abnehmenden Kraftvorrat abhängig und andererseits beansprucht sie wegen ihrer verhältnismäßig einfachen und kräftigen Bauart geringe Sorgfalt in der Unterhaltung und verursacht wenig Ausbesserungskosten. Auch die Preßluft-Lokomotive muß nach dieser Richtung hin günstig beurteilt werden, da ihr Getriebe kräftig und widerstandsfähig ist und der Motor auch bei weitgehender Abnutzung noch arbeitet. Die Gefahr des Liegenbleibens auf offener Strecke ist nach dem oben Gesagten bei ihr nur gering. Dagegen weist die Brennstoff-Lokomotive eine größere Anzahl bewegter Teile auf, die dem Verschleiß und der Hitzewirkung stark ausgesetzt sind und eine sorgfältige Behandlung und ausgiebige Schmierung erfordern. Auch nötigt die Feuergefährlichkeit des Brennstoffes namentlich bei den Benzol-Lokomotiven zu besonderer Vorsicht. Bei der Akkumulator-Lokomotive ist auf ihre Empfindlichkeit gegen mechanische Stöße und gegen unrichtiges Laden und Entladen bereits aufmerksam gemacht worden; auch sie erfordert also eine vorsichtige Behandlung.

Vorteilhaft ist ferner bei der Fahrdraht-Lokomotive, daß sie einer Erneuerung ihres Kraftvorrates nicht bedarf. Auch die Brennstoff-Lokomotiven stehen in dieser Hinsicht günstig da, weil der Brennstoffvorrat für eine Schicht vollkommen ausreicht und nur von Zeit zu Zeit die Ergänzung des Kühlwasservorrates notwendig wird. Bei der Preßluft- und bei der Akkumulator-Lokomotive dagegen erfordert die Erneuerung des Kraftvorrates verhältnismäßig viel Zeit (vgl. Ziff. 136).

Ein nicht zu unterschätzender Vorteil der Fahrdraht-Lokomotive für den Betrieb liegt noch darin, daß der Elektromotor vorübergehend stark überlastet werden kann, so daß bei der Berechnung der Leistungsgröße der Motoren nicht der Höchstbedarf (beim Anfahren, bei gelegentlicher Überwindung von ansteigenden Strecken u. dgl.), sondern nur der mittlere Bedarf an Kraft zugrunde gelegt zu werden braucht.

In der Raumbanspruchung bestehen keine erheblichen Unterschiede, da alle Lokomotiven sich dem Streckenquerschnitt gut anpassen lassen. Die Fahrdraht-Lokomotive kann allerdings für sich selbst mit der geringsten Höhe auskommen, verlangt aber dafür eine ausreichende Streckenhöhe für die Drahtleitung, stellt also hinsichtlich der Höhe von allen Lokomotiven die größten Anforderungen. Die Preßluft-Lokomotiven sind wegen der Möglichkeit, ihren Querschnitt nach oben hin abnehmen zu lassen (vgl. Abb. 595 b u. c und 598), gegenüber den Akkumulator- und Brennstoff-Lokomotiven im Vorteil.

Den verschiedenen Vorzügen der Fahrdraht-Lokomotive steht als Hauptnachteil die Abhängigkeit von dem Leitungsdraht gegenüber. Diese Leitung verteuert die Anlage bedeutend, verursacht in der Grube größere Schwierigkeiten hinsichtlich der Unterhaltung und der Berührungsgefahr, namentlich bei druckhaftem Gebirge, ist schlagwettergefährlich und beeinträchtigt erheblich die bei der Lokomotivförderung sonst so vorteilhafte freie Beweglichkeit. Diese Übelstände müssen sich besonders in Nebestrecken bemerklich machen, da hier einmal die Kosten für die Drahtleitungen und für die Stromrückleitung wegen der geringeren Förderung schwerer ins Gewicht fallen und ferner die Schlagwettergefahr und der Gebirgsdruck im allgemeinen größer sind. In letzter Zeit hat man daher Versuche mit Lokomotiven gemacht, die in den Hauptstrecken mit Fremdstrom, in den Nebestrecken mit Akkumulatoren fahren, die während der Fahrt unter der Oberleitung immer wieder aufgeladen werden.

Bei der Akkumulator-Lokomotive ist trotz des gleichfalls elektrischen Antriebes eine Schlagwettergefahr kaum vorhanden, da Funken nur an den Motoren auftreten können, diese aber sich ganz in der Nähe der Sohle befinden und außerdem mit Schlagwetterschutz versehen werden können. — Auch bei den Brennstoff-Lokomotiven ist jetzt infolge der wesentlichen Verbesserungen hinsichtlich der Füllung und des Schutzes der Ansaug- und Ausblaseöffnungen die Feuer- und damit die Schlagwettergefahr nur noch sehr gering.

Ein nur der Brennstoff-Lokomotive anhaftender Nachteil ist die Verschlechterung der Wetter durch die Entwicklung schädlicher Gase. Allerdings sind die Verbrennungsgase bei ordnungsmäßigem Betrieb ungefährlich. Doch kann bei unrichtiger Einstellung des Gas-Luftgemisches bei der Benzol-Lokomotive eine nicht unbedenkliche Entwicklung von Kohlenoxyd stattfinden. Bei Schweröl-Lokomotiven ist diese Gefahr bedeutend geringer; es bleibt aber noch abzuwarten, wie sich die Gasentwicklung bei Einstellung einer größeren Anzahl von Lokomotiven in den Grubenbetrieb auswirken wird.

Die Unterschiede zwischen den einzelnen Lokomotiven in der Leistungsfähigkeit nach Größe der Züge und Fahrgeschwindigkeit sind gegen früher verringert worden, da die Akkumulator-Lokomotiven durch die Verwendung von Edison- und Panzerplatten-Stromspeichern leistungsfähiger geworden sind und unter den Brennstoff-Lokomotiven die Schweröl-Lokomotive wesentlich größere Leistungen als die früher allein herrschende Benzol-Lokomotive herzugeben vermag. An der Spitze steht aber nach wie vor die Fahrdraht-Lokomotive, die mit einem verhältnismäßig geringen Mehraufwand an Gewicht und Kosten große Energiemengen zu entwickeln gestattet. Am wenigsten kann die Leistung bei der Benzol-Lokomotive gesteigert werden.

Im allgemeinen verdienen Fahrdraht-Lokomotiven dort den Vorzug, wo mit längeren Zügen gefördert werden kann, die Förderung infolge großer Mächtigkeit der Lagerstätte oder starker Entwicklung der Abbaustreckenförderung an wenigen Punkten gesammelt werden kann, also kein umfangreiches Streckennetz zu unterhalten ist, wo ferner die Herstellung und Unterhaltung hoher Strecken keine großen Schwierigkeiten verursacht und schließlich die Schlagwettergefahr sich in mäßigen Grenzen hält. Dagegen kommen für Verhältnisse mit zersplitterten Förderungen, die ein umfangreiches

Streckennetz erfordern, für druckhafte Gruben, die nur mit großen Kosten die nötige Streckenhöhe aufrechterhalten können, und für Gruben mit stärkerer Schlagwetterentwicklung vorzugsweise Preßluft- und Akkumulator-Lokomotiven, in zweiter Linie Schweröl-Lokomotiven in Betracht.

**128. — Teilstreckenförderung mit („Abbau-“) Lokomotiven.** Für die Teilstreckenförderung kommen Lokomotiven dann in Betracht, wenn größere Förderleistungen zu bewältigen sind, die erforderlichen Streckenquerschnitte sich einigermaßen aufrecht erhalten lassen und Seil- oder Bandförderungen wegen unvermeidlicher Knickpunkte in den Förderwegen oder wegen Streckenkrümmungen oder wegen stärkerer Zersplitterung der Förderung nicht in Wettbewerb treten können. Solche Verhältnisse, wie sie etwa der Abb. 603 b u. c entsprechen, liegen besonders bei steiler Lagerung vor, wenn im Gruppenbau abgebaut wird, sowie bei flachem Einfallen dann, wenn die Lagerung wellig ist, wegen geringerer Fördermenge Bandförderung aber nicht anwendbar ist und man daher die Strecken im Streichen, d. h. krummlinig, auffahren muß<sup>1)</sup>.

Die für diese Förderaufgabe entwickelten Lokomotiven werden als „Abbau-Lokomotiven“ bezeichnet.

**129. — Besonderheiten der Lokomotiven für Teilstreckenförderung<sup>2)</sup>.** Die Hauptfordernisse, denen die für Teilstreckenförderung zu verwendenden Lokomotiven entsprechen müssen, sind weitgehende Schlagwettersicherheit, geringe Abmessungen und Zerlegbarkeit, die das Auf- und Abfordern der Lokomotive in den Stapelschächten ermöglicht. An Lokomotiven kommen einstweilen nur die Druckluft- und Akkumulator-Lokomotiven in Betracht, da die Fahrdraht-Lokomotive wegen der durch den Draht verursachten Schwierigkeiten und die Benzol-Lokomotive wegen ihrer Brand- und Schlagwettergefährlichkeit ausscheiden und die Bewährung der Schweröl-Lokomotive noch abgewartet werden muß.

Bei den Druckluft-Lokomotiven wird man der Forderung einer möglichst gedrängten Bauart neben dem möglichst engen Zusammenbau aller Teile zunächst dadurch gerecht, daß man mit dem Druck für die gespeicherte Druckluft bis auf etwa 200 at heraufgeht und dadurch die Flaschengröße bei gleicher Leistungsfähigkeit herabdrückt — was bei der an sich geringen Größe der Flaschen keine zu großen Schwierigkeiten verursacht —, und außerdem bei verschiedenen Bauarten dadurch, daß man die Motoren als Schnellläufer ausbildet. Man hat dafür die Bauart des Motors als Gleichstrommotor entwickelt, bei dem die Druckluft immer an der einen Zylinderseite ein- und an der anderen austritt. Die Gesellschaft „Bergbau“ verwendet einen Vierzylindermotor, dessen sich paarweise gegenüberliegende Kolben auf eine doppelte gekröpfte Welle arbeiten. Der Motor der Maschinen-

<sup>1)</sup> S. Glückauf 1929, Nr. 39, S. 1340 u. f.; H. Grahn: Die Bedeutung der Abbau-Lokomotive beim Abbau in flacher Lagerung.

<sup>2)</sup> Vgl. Bergbau 1930, Nr. 8, S. 105 u. f.; W. Ostermann: Die Abbau-Lokomotive und ihre wirtschaftliche Bedeutung im Kohlenbergbau; — ferner Elektrizität im Bergbau 1930, 1. Heft, S. 1 u. f.; Spieker: Die elektrische schlagwettergeschützte Akkumulatoren-Abbaulokomotive u. s. w. — ferner Fördertechnik und Frachtverkehr 1930, Heft 26, S. 491 u. f.; Lohmann: Abbau-lokomotivförderung. Preßluft- oder Akkumulator-Lokomotiven?

fabrik Schwartzkopff in Berlin treibt die Kurbelwelle mit fünf sternförmig um diese herum angeordneten Zylindern (vgl. Abb. 598 auf S. 459).

Die Kurbelwelle überträgt bei den Schnellläufern ihre Drehung auf die Achsen durch Vermittlung einer elastischen Kuppelung, eines Kegeelräder- oder Schneckengetriebes und einer Rollenkette. Die beiden Achsen werden unter sich durch eine Rollenkette oder eine Kurbelstange (vgl. Abb. 600) gekuppelt.

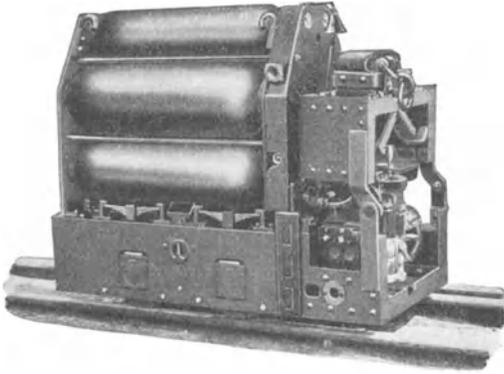


Abb. 599. Abbaulokomotive „Troll“ mit hochgeklapptem Führersitz.

Eine Vorstellung von der Bauart der Preßluft-Kleinlokomotiven, wie sie die Gesellschaft „Bergbau“ in Dortmund unter dem Namen „Troll“ liefert, vermittelt Abb. 599. Die Lokomotive wird durch einen vollkommen gekapselten Vierzylindermotor getrieben, dessen Pleuelstangen-

köpfe in Öl laufen. Die Luftflaschen werden zu einem Block vereinigt, der nach Lösung von vier Schrauben abgehoben werden kann. Der Führersitz, der die Steuerung nebst Fahr- und Bremshebel enthält, ist nur durch eine einfache Ver-

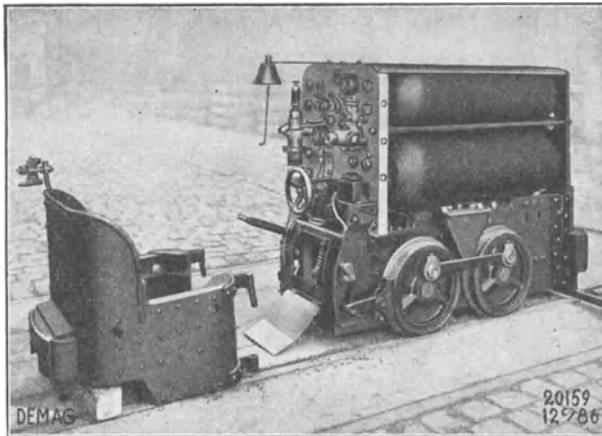


Abb. 600. Abbau-Lokomotive der Demag in zerlegtem Zustande.

riegelung mit dem Hauptteil verbunden, er kann für die Förderung im Stapel hochgeklappt werden. — Bei der von der Demag gebauten Druckluft-Lokomotive „Grubenzweig“ wird der als leichter Blechkasten ausgebildete Führersitz gemäß Abb. 600 in den Lokomotivrahmen nur eingehängt.

Bei der zweizylindrigen Lokomotive der Maschinenbau-A.-G. Borsig, Berlin, arbeiten die schräg stehenden Zylinder durch den Kreuzkopf und

drei Gelenkhebel unmittelbar auf die Antriebachse, die ihrerseits die Hinterachse durch eine Pleuelstange mitnimmt.

Einen Überblick über die Querschnittmaße der Abbau-Lokomotiven und die verschiedenartige Anordnung der Luftbehälter gibt Abb. 601a—d. In dieser bedeuten *F* die Speicher-, *f* die Arbeitsflaschen.

Akkumulator-Lokomotiven werden von den Siemens-Schuckert-Werken, der Allgemeinen Elektrizitäts-Gesellschaft, der Bergbau G. m. b. H. und den Bergmann-Elektrizitäts-Werken gebaut. Sie werden in der Regel nur mit einem Motor ausgerüstet. Motor und Batterie werden schlagwetter-sicher gekapselt und die Battereien mit Plattenschutz versehen, da auch die Übertragung einer etwa im Innern erfolgten Gasexplosion nach außen hin verhütet werden muß. Auf möglichst große Kapazität ist besonderer Wert zu legen; für die Akkumulatoren kommen daher nur Edison- oder Panzerplatten-Stromspeicher in Betracht. Eine Lokomotive der Siemens-Schuckert-Werke zeigt Abb. 602. Der Batteriekasten *a* ruht auf besonders bearbeiteten Leisten und ist mit Plattenschutz *b* versehen; *c*<sub>1</sub> *c*<sub>2</sub> sind die Kabelanschlüsse, *d* ist der Führersitz, *e* das Handrad der Schaltanlage, *f* dasjenige der Bremsvorrichtung. Die Raumbesanspruchung im Grundriß ist soweit herabgedrückt, daß die Gesamtlänge der Lokomotive nur 1715 mm beträgt; es ist daher für die Beförderung im Stapel nur das Abnehmen der Puffer erforderlich, während von dem Abkuppeln des Führerstandes abgesehen, dieser also mit dem Rahmen fest verbunden werden kann.

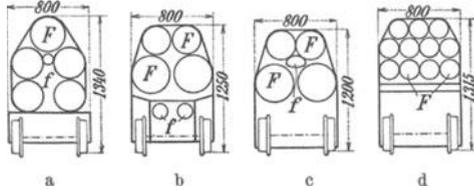


Abb. 601. Vier Querschnitte von Druckluft-Abbau-Lokomotiven.

Die Akkumulatoren kommen daher nur Edison- oder Panzerplatten-Stromspeicher in Betracht. Eine Lokomotive der Siemens-Schuckert-Werke zeigt Abb. 602. Der Batteriekasten *a* ruht auf besonders bearbeiteten Leisten und ist mit Plattenschutz *b* versehen; *c*<sub>1</sub> *c*<sub>2</sub> sind die Kabelanschlüsse, *d* ist der Führersitz, *e* das Handrad der Schaltanlage, *f* dasjenige der Bremsvorrichtung. Die Raumbesanspruchung im Grundriß ist soweit herabgedrückt, daß die Gesamtlänge der Lokomotive nur 1715 mm beträgt; es ist daher für die Beförderung im Stapel nur das Abnehmen der Puffer erforderlich, während von dem Abkuppeln des Führerstandes abgesehen, dieser also mit dem Rahmen fest verbunden werden kann.

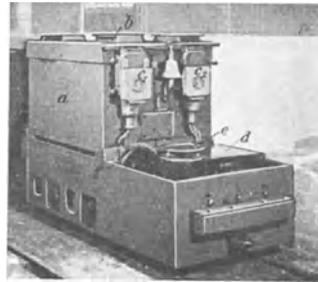


Abb. 602. Akkumulator-Abbau-Lokomotive.

Der Energievorrat der Lokomotive reicht im allgemeinen für eine Schicht aus. Das Wiederaufladen kann am Schachte erfolgen, wenn die Entfernung bis zum Abbau nicht zu groß ist und für das Aufladen genügend Zeit zur Verfügung steht; die aufgeladene Lokomotive kann dann von der Belegschaft der Mittagschicht wieder ins Feld genommen werden. Sonst hilft man sich durch das Auswechseln der erschöpften gegen eine frisch geladene Batterie durch die in Abb. 593 auf S. 492 dargestellte Ab- und Aufrollvorrichtung. Bei größerer Entfernung zwischen Abbau und Schacht sind besondere Batteriewagen vorteilhaft, die zum Stapel gefahren werden und mit Hilfe eines dort angebrachten Ladetisches das Auswechseln der Battereien ermöglichen, ohne daß die Lokomotive zum Schacht gefahren werden muß.

Die wichtigsten Angaben über einige Akkumulator-Abbau-Lokomotiven der Siemens-Schuckert-Werke und der Allgemeinen Elektrizitätsgesellschaft sind aus nachstehender Zahlentafel zu entnehmen.

Hersteller . . . . .	SSW		AEG	
	I	II	I	II
Größe . . . . .				
Motorstärke (Stundenleistung) kW . . . . .	5,5	6,5	5,55	5,55
Spannung V . . . . .	50	65	43	49
Energievorrat (Edison-Batterien) kWh . . . . .	16,8	21,9	14,5	16,5
Größte Höhe über S.—O. mm . . . . .	770	770	760	760
Größte Länge mm . . . . .	1920	2370	1840	1950
Transportlänge mm . . . . .	1650	1720	1660	1770
Gewicht t . . . . .	2,8	3,2	2,5	3,5

#### 4. Beurteilung der Lokomotivförderung. Lokomotivbetrieb.

130. — Vergleich zwischen Lokomotivförderung und Förderung mit endlosem Zugmittel. Vor der Förderung mit Seil oder Kette ohne Ende hat die Lokomotivförderung zwei wertvolle Eigenschaften voraus, nämlich ihre Anpassungsfähigkeit an die Betriebsverhältnisse und die verringerte Bedeutung von Betriebsstörungen. Die Anpassungsfähigkeit ist eine räumliche, indem man beliebig die Zahl der Fahrten und die Zahl und Größe der Lokomotiven nach den jeweiligen Förderbedingungen, d. h. nach den von den einzelnen Förderpunkten gelieferten Mengen, einstellen kann, und eine zeitliche, indem je nach der Zu- und Abnahme der Fördermenge auf den einzelnen Sohlen mit einer größeren oder kleineren Zahl von Lokomotiven gearbeitet werden kann. Betriebsstörungen an der Maschine aber, die bei feststehenden Maschinen sogleich den ganzen Betrieb lahmlegen, erfassen hier immer nur eine verhältnismäßig kleine Fördermenge und lassen sich überdies, wenn sie ernsterer Natur sind, durch Einstellung einer Aus Hilfsmaschine leicht beheben.

Ein wesentlicher Vorzug der Lokomotivförderung ist ferner ihre Unabhängigkeit von Krümmungen. Dadurch entfällt nicht nur die vielfach lästige Notwendigkeit, alle Hauptförderstrecken nach Möglichkeit schnurgerade aufzufahren, sondern es wird auch die Befahrung von Zweigstrecken aller Art ohne weiteres ermöglicht. Außerdem gestattet die Lokomotivförderung eine größere Geschwindigkeit (3–5 m/s), weil kein Ankuppeln von Wagen während der Bewegung stattfindet und die Schienenbahn schon wegen des Gewichtes der Lokomotiven so sorgfältig ausgeführt und unterhalten werden muß, daß größere Geschwindigkeiten unbedenklich sind. Dadurch werden Wagen und Lokomotiven bedeutend besser ausgenutzt, so daß man mit einer geringeren Wagen- und Lokomotivzahl auskommt. Dazu kommt noch, daß Verschiedenheiten im Gefälle keine Schwierigkeiten machen und insbesondere auch Verschiebungen des Gefalles während des Betriebes durch Quellen der Sohle nicht von erheblicher Bedeutung sind. Auch ist für viele Fälle die Möglichkeit der Mannschaftsfahrung mit Hilfe von Lokomotiven (Ziff. 135) von großer Bedeutung.

Für die Bergewirtschaft bietet die Lokomotivförderung den großen Vorteil, daß die Betriebsleitung den einzelnen Bremsberg- und Stapelanschlügen die erforderlichen Bergewagen zwangsläufig zuführen lassen kann, wogegen bei Seil- und Kettenförderungen ihre Entnahme in das Belieben der einzelnen Anschläger gestellt ist. Infolgedessen ist die Einführung der Lokomotivförderung durch den allgemeinen Übergang zum Abbau mit Bergeversatz,

insbesondere durch den großen Bedarf an „fremden“ Bergen, wie er den Rutschenbau kennzeichnet, wesentlich gefördert worden.

Diese Vorzüge kommen allerdings nicht bei allen Lokomotiven in gleichem Maße zur Geltung. Vielmehr ergeben sich bei den Fahrdraht-Lokomotiven ähnliche, wenn auch geringere, Schwierigkeiten wie bei der Seilförderung. Die Förderung aus Nebenstrecken kann hier wegen der notwendigen Verlegung von Drahtleitungen nicht bei beliebig kleinen Fördermengen erfolgen, und die Unterhaltung der Leitungen sowie ihre Erhaltung in der richtigen Höhenlage verursacht bei quellendem Liegenden erhebliche Übelstände.

Aber auch für die anderen Arten von Lokomotiven sind gewisse Nachteile nicht zu verkennen. Zunächst macht das große Gewicht der Maschinen schwere und teure Schienen und Schwellen erforderlich. Auch erhöht dieses mitzubewegende tote Gewicht der Lokomotive den Kraftbedarf nach Ziff. 119 wesentlich, zumal auch noch die für das jeweilige Anfahren zu leistende Beschleunigungsarbeit in Rechnung zu stellen ist. Nachteilig ist ferner der Verschiebebetrieb an den Anschlagpunkten, da die Lokomotivförderung gewissermaßen „stoßweise“ arbeitet und die Ansammlung größerer Wagenmengen an diesen Stellen mit sich bringt. Dieser Verschiebebetrieb erfordert größeren Raum für besondere Gleisanlagen sowie andere Vorkehrungen, legt auch größere Wagenmengen als Wechselwagen fest und drückt so die Wagensparnis durch die größere Fördergeschwindigkeit wieder herab. Zudem stellen die Lokomotiven an die Breite (und teilweise auch an die Höhe) der Förderstrecken größere Anforderungen als die Pferde- und Seilförderung. Ferner darf nicht übersehen werden, daß die größere Fördergeschwindigkeit nicht nur möglich, sondern auch notwendig ist, wenn die Ausgaben für Lokomotiven und Führerlöhne nicht zu groß werden sollen, und daß diese Geschwindigkeit den Betrieb gefährlicher macht.

Für die Bergeförderung ins Feld steht dem vorhin gewürdigten Vorzug der Lokomotivförderung der Nachteil gegenüber, daß in allen Fällen, wo nicht geschlossene Bergezüge den einzelnen Anschlägen zugeführt werden können, sich der unwirtschaftliche Betrieb des Abhängens einzelner Gruppen von Bergewagen und dementsprechend der unvollkommenen Ausnutzung der Lokomotiven (s. Ziff. 131) ergibt.

Gemäß den vorstehenden Erörterungen sind beispielsweise die aus Abb. 603 a abzuleitenden Förderbedingungen — eine größere Anzahl von Stapelschächten oder Bremsbergen, die auf eine gerade Förderstrecke münden — für die Förderung mit Seil ohne Ende günstig, für die Lokomotivförderung ungünstig. Infolge der Geradlinigkeit der Strecke nämlich ist der Seilverschleiß sehr gering. Die vielen Zwischenansläge zeigen die Fähigkeit der Seilförderung zu deren Bedienung in hellem Lichte, während die Löhne für die Bedienung an diesen Stellen wegfallen, da die Anschläger an den Stapelschächten gleichzeitig das An- und Abkuppeln der Wagen in der Streckenförderung besorgen können. Bei Lokomotivförderung müssen dagegen entweder die einzelnen Maschinen an jedem Anschlag halten, um leere Wagen abzugeben und auf der Rückfahrt volle Wagen mitzunehmen; sie werden dann hinsichtlich der Geschwindigkeit sowohl wie der Förderlast nur sehr schlecht ausgenutzt. Oder jede Lokomotive muß bei jeder Fahrt nur einen

Anschlag bedienen. Dann müssen aber an allen Anschlägen besondere Verschiebebahnhöfe eingerichtet und größere Wagenzüge angesammelt werden, und es ergibt sich außerdem ein verwickelter und schwer zu regelnder Betrieb.

Unbedingt vorzuziehen ist dagegen die Lokomotivförderung unter Verhältnissen nach Abb. 603 b, wo es sich um einen Hauptquerschlag mit einmündenden Grundstrecken *PQRS* handelt, weil hier die Fähigkeit der Lokomotiven, nach Bedarf von beliebigen Stellen zu fördern, voll zur Geltung kommt, dagegen bei Seilförderung die Kosten durch die großen Ausgaben für Anschlägerlöhne und durch die unverhältnismäßig teure Zubringeförderung ganz wesentlich gesteigert werden.

Ohne weiteres ersichtlich ist endlich die Überlegenheit der Lokomotivförderung in stark gekrümmten Strecken nach Abb. 603 c.

Im übrigen ist noch hervorzuheben, daß in allen Fällen, wo es sich bei gutem oder doch wenigstens nicht besonders druckhaftem Gebirge um den

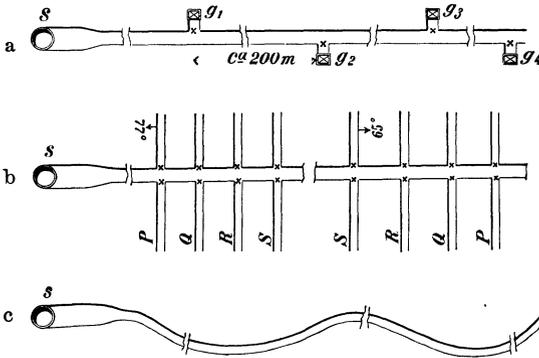


Abb. 603 a—c. Schematische Darstellung verschiedener Verhältnisse bei der Streckenförderung. (Die Kreuzchen bezeichnen die Anschläge.)

Abbau mächtiger Lagerstätten handelt, wie z. B. im ober-schlesischen Steinkohlen- und im Kalisalzbergbau, die Lokomotivförderung von vornherein einen großen Vorsprung hat, da hier das Ansammeln größerer Fördermengen an verhältnismäßig wenig Punkten sowie auch das Herstellen der nötigen Streckenquer-

schnitte und die Anlage größerer Verschiebebahnhöfe keine besonderen Schwierigkeiten bietet und auch die Fahrgeschwindigkeit hoch sein darf. Ebenso ist die Lokomotivförderung dort im Vorteil, wo der Absatz regelmäßigen Schwankungen unterliegt und zeitweilig eine starke Erhöhung der Förderung notwendig wird.

**131. — Der Förderbetrieb mit Lokomotiven.** Für den Förderbetrieb mit Lokomotiven ergeben sich hinsichtlich der Bedienung der einzelnen Anschläge grundsätzlich zwei Möglichkeiten<sup>1)</sup>. Entweder nämlich wird jeder Anschlag durch geschlossene Züge bedient, so daß jede Fahrt nur zwischen dem zu versorgenden Anschlage und dem Schachte stattfindet, oder von den einzelnen Zügen werden auf der Hinfahrt an den verschiedenen Anschlägen die dort benötigten leeren und Bergewagen abgehängt und dafür auf der Rückfahrt die entsprechenden vollen Wagen mitgenommen. Das erste Verfahren ist für die Ausnutzung der Lokomotiven durchaus vorzuziehen, da diese ständig mit voller Belastung fahren und keine Zeit- und Kraftverluste durch Stillstände mit den entsprechenden Verzögerungs- und

<sup>1)</sup> Vgl. auch Glückauf 1921, Nr. 20, S. 453 u. f.; Matthiaß: Planmäßiger Ausgleich von Schwankungen der Förderung.

Beschleunigungsabschnitten eintreten. Es erfordert allerdings einen größeren Wagenpark wegen der Festlegung einer größeren Wagenzahl und dementsprechend auch größere Bahnhöfe an den einzelnen Anschlägen, macht auch eine genaue Zuteilung der Berge- und leeren Wagen nach einem vorher festgesetzten Verteilungsplan notwendig. — Im Gegensatz dazu ergibt sich beim Verfahren mit Abhängen und Ankuppeln an den einzelnen Anschlägen eine schlechte Ausnutzung der Lokomotiven und ein zeitraubender und umständlicher Verschiebetrieb, namentlich bei gemischten, aus leeren und Bergewagen zusammengesetzten Zügen. Andererseits kommt man bei solcher Bedienungsweise mit kleinen Bahnhöfen und weniger Wechselwagen aus.

Die Vorzüge des Förderbetriebes mit geschlossenen Zügen treten besonders bei einer geringeren Zahl von Anschlägen hervor, weil dann die Bahnhöfe von geringerer Bedeutung sind und andererseits größere Fahrtlängen in Betracht kommen, bei denen die mangelhafte Ausnutzung, wie sie das andere Förderverfahren mit sich bringt, sich besonders ungünstig bemerklich machen würde.

Neuerdings hat man verschiedentlich den Fahrdienst mit Lokomotiven im Sinne einer Verringerung der Kosten für Anlage und Unterhaltung der

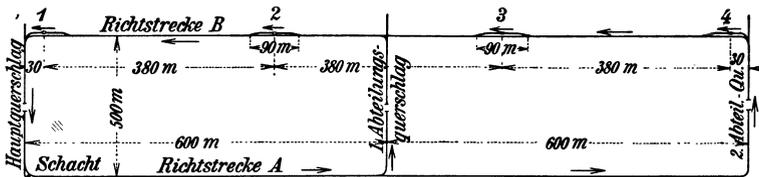


Abb. 604. Schleifenförderung mit Lokomotiven.

Gleise, die bei schweren Lokomotiven und druckhaftem Gebirge recht erheblich werden können, und einer Vereinfachung des Signaldienstes besonders geregelt. Diesen Zweck kann man einmal durch die den „Einbahnstraßen“ über Tage nachgebildete „Schleifenförderung“ und andererseits durch die Beschränkung der zweigleisigen Anlage auf das Einlegen von Ausweichen erreichen.

Bei der Schleifenförderung fahren die Lokomotiven gemäß Abb. 604 ständig in gleicher Richtung, so daß eine eingleisige Bahn genügt. Die Lokomotiven I und II bedienen beispielsweise die Stapel 1 und 2, die Lokomotiven III und IV die Stapel 3 und 4, indem sie durch die Richtstrecke A ins Feld, durch die Richtstrecke B zurückfahren. Der 1. Abteilungsquerschlag wird nur von den Lokomotiven I und II, der 2. Abteilungsquerschlag nur von den Lokomotiven III und IV befahren. Auf diese Weise ergibt sich noch der weitere Vorteil, daß die Bedienung der Anschläge denkbar einfach wird, da die Lokomotiven immer nur in einer Richtung an ihnen entlang fahren und somit immer an der Spitze der Züge bleiben können, daher auch an den Stapelbahnhöfen nur Abzweiggleise, aber keine besonderen Verschiebegleise erforderlich werden. Andererseits muß freilich ein entsprechender Umweg, also ein vermehrter Verbrauch an Betriebskraft, in Kauf genommen werden, der um so mehr ins Gewicht fällt, je näher der zu bedienende Anschlag am Schachte liegt. Dieser Mehrweg beträgt z. B. für den Stapel 1  $(380 + 190) \cdot 2 = 1140$  m,

für den Stapel 4 nur noch  $30 \cdot 2 = 60$  m, und der Gesamtweg für eine Hin- und Rückfahrt wird im ersten Falle um rund 110%, im zweiten Falle nur um rund 1,8% verlängert. Diese Verlängerung tritt in ihrer Bedeutung zurück, wenn nicht mit geschlossenen Zügen gefahren wird, weil dann z. B. die Lokomotive, die den Stapel 1 bedient, ohnehin auch zum Stapel 2 fahren müßte.

Bei der Förderung mit Ausweichstellen muß nach einem „starrten Fahrplan“ gefahren werden, da jeweils die hinfahrende Lokomotive auf die zurückfahrende warten muß. Ein solcher Betrieb wird sich um so eher durchführen lassen, je geringer die Zahl der Anschlagstellen ist, hat aber bis jetzt nur vereinzelt Anwendung finden können.

**132. — Bahnhöfe und Anschläge.** Die für den Anschluß der Lokomotiv-an die Hauptschachtförderung erforderlichen Einrichtungen werden unter Ziff. 225 (S. 628 u. f.) besprochen werden.

Für die Bahnhöfe im Felde liegt die Aufgabe wesentlich einfacher, nicht nur wegen der geringeren Fördermengen, sondern auch wegen des Wegfalls von

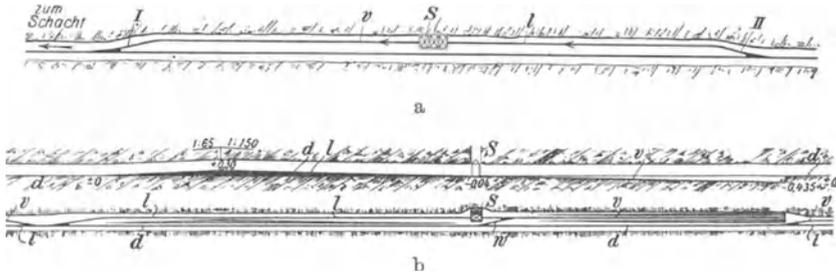


Abb. 605 a und b. Stapelbahnhöfe.

Gleisen für das Speichern von Wagen. Allerdings nähern sich neuerdings mit der zunehmenden Größe der Stapelschächte — entsprechend ihrer verringerten Anzahl — die hier erforderlichen Einrichtungen denjenigen an den Hauptfüllörtern. Insbesondere tritt jetzt bereits vielfach der Schlepperhaspel hinzu, der der Lokomotive den Verschiebedienst abnimmt. Im übrigen ist zu unterscheiden, ob dieser mit und ohne Benutzung von Gefälle erfolgt und ob er mit einseitiger oder zweiseitiger Bedienung des Anschlags verbunden wird. Die letztere Bedienungsart, die den Durchschiebebetrieb erfordert, bildet heute die Regel, da sie nicht nur wesentlich leistungsfähiger ist, sondern auch geringere Ansprüche an den Ausbau stellt; Anschläge für das Durchschieben können lang und schmal gehalten werden, während solche für einseitige Bedienung zwar kürzer werden, dafür aber in größerer Breite hergestellt werden müssen, um den beiden Gleisen für die vollen und für die leeren Wagen nebeneinander Platz zu schaffen.

Solche Bahnhöfe veranschaulichen die Abbildungen 605a und b, in denen für die Wagenbewegung ein vom Durchgangsgleis abzweigendes Gleis vorgesehen ist, das vor dem Anschlag die leeren, hinter ihm die vollen Wagen aufnimmt. Die vom Schachte kommende Lokomotive fährt nach Abb. 605a bis ganz über die Weiche II hinaus und drückt dann, rückwärts fahrend, den leeren Zug in das Gleis I, um darauf durch Weiche II zurück

und zur Weiche *I* zu fahren und dort den vollen Zug aus dem Gleis *v* abzuholen. Bei der Anlage nach Abb. 605b wird die Lokomotive an der vorderen Weiche vom leeren Zuge abgekuppelt und zieht diesen, indem sie selbst im Durchfahrtsgleis *d* weiterfährt, mit Hilfe einer Kette in das Gleis *l*, fährt dann durch die Weiche *w* und holt den im Gleis *v* angesammelten vollen Zug ab. Bei dieser Betriebsweise wird der Zeitaufwand für den Verschiebebetrieb auf das Mindestmaß beschränkt. Auch hier kann man die Bedienung des Fördergestelles durch Gefälle erleichtern, indem man entweder die leeren Wagen eine schiefe Ebene hochzieht oder -drückt und die vollen Wagen am Ende des Gleises *v* wieder in Schienenhöhe dem Durchgangsgleis zulaufen läßt oder das Leergleis *l* söhlig führt und nur das Vollgleis *v* abfallen läßt, so daß die vollen Wagen von der Lokomotive aus einer Vertiefung herausgeholt werden müssen, oder endlich nach Abb. 488b das Gefälle annähernd gleichmäßig auf das Leer- und das Vollgleis verteilt.

Eine Gleisanlage für die Abbaulokomotivförderung veranschaulicht Abb. 606<sup>1)</sup>. Es handelt sich hier um einen Gruppenbau, der zehn Flöze zusammenfaßt. Der Stapel *a* steht im Abteilungs- bzw. Teilsohlenquerschlag; sein Anschlag ist gemäß Abb. 605a ausgebaut. Bei *b*<sub>1</sub> und *b*<sub>2</sub> sind Doppelgleise angelegt, um Vorratswagen bereitstellen zu können, die von der einen Lokomotive gebracht, von der anderen abgeholt werden. Der dreigleisige Ausbau bei *c* ermöglicht das Einschalten eines Aufstellgleises für Bergewagen. In den einzelnen Flözstrecken werden, wie für Flöz 2 angedeutet, Weichen eingebaut, die das Aufstellen einer genügenden Wagenzahl an der Füll- bzw. Kippstelle des Abbaues ermöglichen und mit dem Vorrücken des Abbaustoßes mitgenommen werden. Für diesen Zweck eignen sich die in Abb. 529 (S. 434) dargestellten Kletterweichen; auch können die in Abb. 530 (S. 435) veranschaulichten Schiebebühnen verwandt werden.

### 133. — Verständigungs- und Signalvorrichtungen.

Wo Lokomotivförderung in größerem Maßstabe umgeht, ist für die Verständigung zwischen den Lokomotivführern und dem Schachte, nach Bedarf auch zwischen den Lokomotivführern unter sich, zu sorgen. Außerdem erfordert die Unfallverhütung Signalvorrichtungen. Für den Signaldienst hat man teilweise Signal- und Blockierungsvorrichtungen vom Eisenbahnbetriebe herübergenommen. Zunächst kommen rote und grüne Lampen als Signale für „Halt“ und „freie Fahrt“ zur Verwendung. Ferner kann man Zentral-Weichenstellwerke einrichten, die derartig arbeiten, daß gleichzeitig mit der Freigabe einer Weiche auch die entsprechende Signalisierung erfolgt. Eine solche Anlage deutet Abb. 607 an. Hier ist bei *L*<sub>3</sub> der Raum

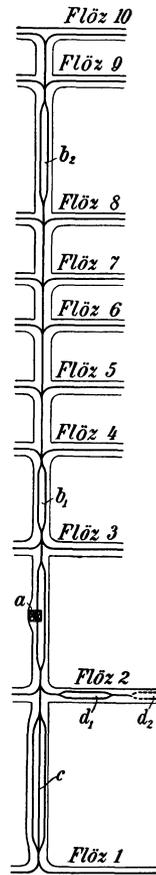


Abb. 606. Mechanische Abbaustreckenförderung.

<sup>1)</sup> S. Bergbau 1930, Nr. 39, S. 575 u. f.; Grahn: Mechanische Abbaustreckenförderung.

für den Weichensteller zu denken, der auf Grund seiner Aufzeichnungen oder auf Veranlassung von Fernsprecher-Mitteilungen die Verteilung der Lokomotiven regelt. Zu diesem Zwecke stellt er jeweilig die Weiche bei IV auf Fahrt nach Osten oder Westen, so daß der Lokomotivführer ohne weiteres in den gewünschten Feldesteil fahren muß. Zusammenstöße werden dadurch verhindert, daß der Weichen-



Abb. 607. Füllort für Durchschiebebetrieb mit Stellwerk.

steller eine rote Lampe, die bei  $L_3$  hängt und sowohl vom Schachte als auch von der östlichen und westlichen Richtstrecke aus sichtbar ist, nach der Seite hin, die freie Fahrt erhalten soll, durch einen drehbaren Schirm abblendet. Außerdem sind die Lampen bei  $L_1$  und  $L_2$  so miteinander verbunden, daß entweder bei  $L_1$  ein rotes und bei  $L_2$  gleichzeitig ein grünes Licht erscheint oder umgekehrt, daß also niemals in der Füllortstrecke und dem Umbruch gleichzeitig gefahren werden kann.

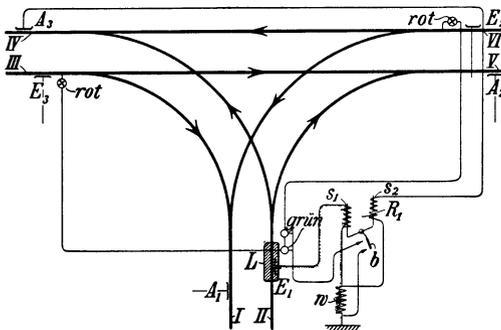


Abb. 608. Elektrische Sperr- und Signalanlage.

wechselseitige Verständigung für die Fahrrichtungen I—VI. Als Beispiel ist eine Fahrt von II nach IV angenommen. Die von Süden kommende Lokomotive  $L$  schließt selbsttätig den Kontakt  $E_1$  und leitet damit einen Zweigstrom durch die linke Spule des Relais  $R_1$ , so daß deren Kern angezogen und Kontakt  $b$  geschlossen wird. Dadurch erhalten die beiden grünen Lampen bei  $E_1$  Strom und leuchten auf, zeigen also dem Lokomotivführer, daß die Signalvorrichtung arbeitet. Der Strom geht außerdem nach  $E_2$  und  $E_3$  und läßt dort rote Warnungslampen aufleuchten, sperrt also die Fahrten

Eine selbsttätige elektrische Blockierung, die ohne einen besonderen Weichensteller auszukommen gestattet, zeigt Abb. 608<sup>1)</sup> in vereinfachter Darstellung für eine nach zwei entgegengesetzten Fahrrichtungen hin auf eine zweigleisige Förderstrecke einmündende Querstrecke; die einzelnen Gleise sind nur durch je eine Linie angedeutet. Erreicht werden soll die

<sup>1)</sup> Vgl. den auf S. 484 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von Passauer, S. 271.

von *III* und *VI*. Sobald dann die weiterfahrende Lokomotive den Ausschalter  $A_3$  schließt, sendet sie Strom durch die rechte Spule des Relais  $R_1$  und unterbricht damit den Kontakt bei  $b$ , so daß die Lampen wieder verlöschen und das Fahren in den anderen Richtungen wieder freigegeben ist. In gleicher Weise wirken für die anderen Fahrtrichtungen die Kontakte  $E_2$  und  $A_1$ ,  $E_3$  und  $A_1$ ,  $E_2$  und  $A_3$ ,  $E_3$  und  $A_2$ ,  $E_1$  und  $A_2$  zusammen; die an diese angeschlossenen Stromkreise sind der besseren Übersichtlichkeit halber nicht mit dargestellt.

Selbsttätige Weichenstellvorrichtungen mit Preßluftbetrieb baut die Maschinenfabrik Gustav Strunk in Essen. Diese werden durch die Lokomotiven selbst betätigt, indem diese durch Anschläge im Fahrprofil die Steuerung auslösen. Der Preßluftzylinder  $a$  (Abb. 609) stellt mit Hilfe einer Hebelübertragung und der Zugstange  $b$  die Weiche  $W$  um. Seine Steuerung erfolgt dadurch, daß die Lokomotive die Platte  $c$  zurückschiebt und dadurch die Steuerung  $d$ , die durch eine Zweigleitung  $l$  mit dem Zylinder verbunden ist, betätigt; die Platte  $c$  wirkt zu diesem Zwecke (s. Nebenzeichnung) auf eine exzentrisch verlagerte Scheibe  $e$ , die gegen den Druck der Blattfeder  $f$  den Steuerkolben hochschiebt. In der in Abb. 610 dargestellten Stellung hat die von unten links kommende Lokomotive durch Betätigung der Anschläge  $c_1$  und  $c_3$  die Weichen  $W_1$  und  $W_2$  für die Durchfahrt auf das Nachbargleis

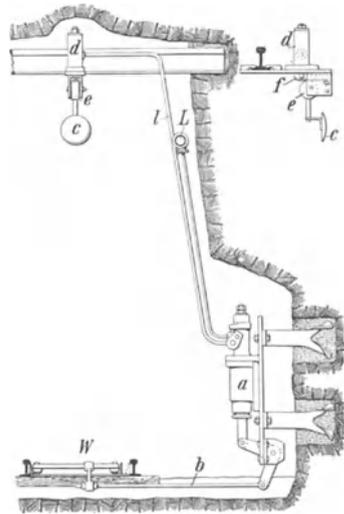


Abb. 609. Selbsttätige Weichenstellung durch Druckluft.

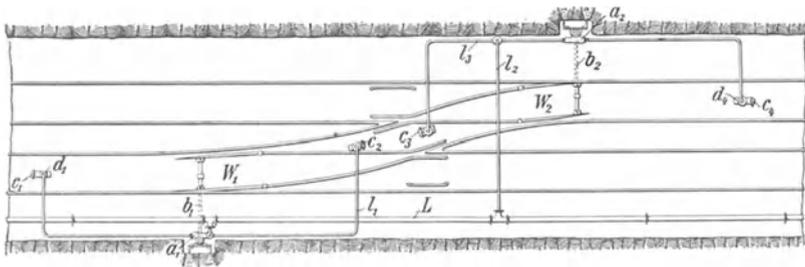


Abb. 610. Gesamtbild einer selbsttätigen Weichenstellanlage.

umgestellt. Die Anschläge  $c_4$  und  $c_2$  ermöglichen die gleiche Umstellung für die aus der entgegengesetzten Richtung kommenden Lokomotiven. Durch Verstellen des Anschlages an der Lokomotive selbst können die Weichenstellvorrichtungen ausgeschaltet werden, so daß die Lokomotiven auf ihrem Gleise weiterfahren.

Derartige Einrichtungen kann man auch so ausgestalten, daß man durch selbsttätiges Signalisieren und Blockieren die Lokomotiven auf die einzelnen

Feldesteile nach Bedarf verteilt<sup>1)</sup>. Man kann Kontakte, die durch die Lokomotiven selbsttätig geschlossen werden, außer auf die Signallampen, die der Verhütung von Zusammenstoßen dienen, auch auf eine Zahlenscheibe wirken lassen, die dem an der Weiche ankommenden Lokomotivführer die Zahl der in den einen oder anderen Feldesteil gefahrenen Züge angibt, so daß er weiß, welche Bauabteilung zunächst zu bedienen ist.

Unmittelbare Verständigungsmöglichkeiten können dadurch geschaffen werden, daß man ähnlich wie bei der Seilförderung ein Schwachstromkabel in den Förderstrecken verlegt und durch Zugkontakte in Verbindung mit diesem vereinbarte Glockensignale gibt. Doch ist die unmittelbare und uneingeschränkte Verständigung durch Fernsprecheinrichtungen vorzuziehen, die Mißverständnisse ausschließt. Es genügt dann ein blanker Draht aus Bronze u. dgl., an den der Lokomotivführer seinen Fernsprecher einfach anhängt, um durch ein verabredetes Klingelzeichen die gewünschte Stelle anzurufen; als Rückleitung dient das Gebirge.

Eine Signalanlage für eine größere Schachtanlage<sup>2)</sup> zeigt Abb. 611 und 612. Der mit Doppelförderung ausgerüstete Schacht 1 erhält gemäß Abb. 611 seine Hauptfördermenge aus dem Ost- und Nordfelde, die nächstgrößeren Mengen aus dem Westfelde, während die beiden übrigen Feldesteile nur eine geringe Förderung liefern. Der Lokomotivfahrdienst wird in der Nähe des Schachtes durch das Hauptstellwerk *S* geregelt, da man von diesem aus die Vorgänge im Schachtbereich noch übersehen kann; dagegen ist für die Verzweigung aus dem Nord- und Ostfeld eine selbsttätige Signaleinrichtung durch die Lokomotiven selbst vorgesehen, so daß man dort einen besonderen Stellwerkswärter ersparen konnte. Der Wärter am Hauptstellwerk erhält für das Ausfahren von Leerzügen die Fertigmeldung durch die Kuppler, während ihm das Einlaufen von Vollzügen durch die Betätigung eines Rasselweckers mittels eines selbsttätigen Lokomotivkontaktes gemeldet wird, sobald die Lokomotive einen der in 60 m Abstand von den Signalen *ABC* angeord-

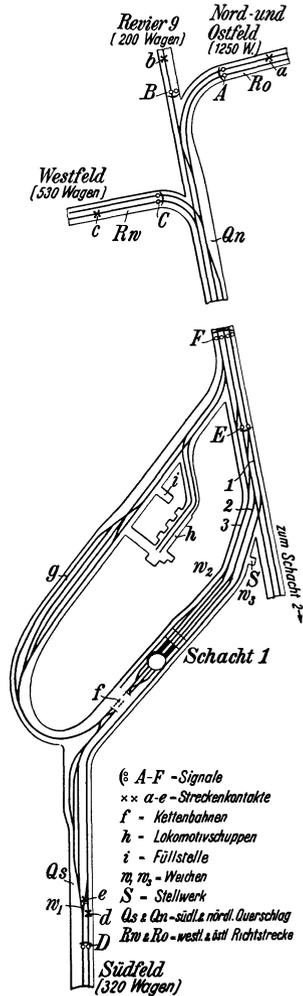


Abb. 611. Signal- und Weichenanlagen der Schachtanlage Auguste Viktoria I/II.

während ihm das Einlaufen von Vollzügen durch die Betätigung eines Rasselweckers mittels eines selbsttätigen Lokomotivkontaktes gemeldet wird, sobald die Lokomotive einen der in 60 m Abstand von den Signalen *ABC* angeord-

<sup>1)</sup> S. auch Glückauf 1910, Nr. 42, S. 1658; Meyer: Selbsttätige Signalanlage zur Sicherung des Betriebes elektrischer Lokomotiven.

<sup>2)</sup> Glückauf 1926, Nr. 19, S. 593 u. f.; A. Wimmelmann: Neuzeitliche Stellwerks- und Signalanlagen im Grubenbetriebe der Zeche Auguste Viktoria.

neten Streckenkontakte  $a$ ,  $b$  und  $c$  überfahren hat. Der Wärter stellt dann die erforderlichen Signale durch Ablenden der Lampen  $A—F$  mit roten oder grünen Blendschirmen und gibt gleichzeitig damit die dem grünen Licht entsprechende Fahrstraße frei. Für die Fahrten ins Südfeld und aus diesem zurück ist ein selbsttätiger Signaldienst eingerichtet, indem die Lokomotive nach dem Überfahren des Signals  $D$  den zugehörigen Streckenkontakt  $d$  betätigt und damit die rote Blende  $D$  einschaltet. Diese Stellung auf Fahrverbot dauert so lange, bis die zurückkehrende Lokomotive durch die Weiche  $w_1$  in das Leergleis herüberwechselt und dabei den Kontakt  $e$  betätigt.

Die aus den nördlich des Schachtes gelegenen Feldesteilen kommenden Lokomotiven fahren sämtlich durch den nördlichen Hauptquerschlag  $Qn$ , setzen sich mittels des Verschiebegleises 1 hinter ihre Züge und drücken sie durch die Gleisstränge 2 und 3 über die Verteilungsweichen  $w_2$  und  $w_3$  in die vier Füllortgleise, in denen die Wagen mit Gefälle zum Schacht laufen, während die ablaufenden leeren Wagen durch die Kettenbahnen  $f$  gehoben und nach Bedarf dem Umbruch  $g$  mit entsprechendem Bahnhof oder dem südlichen Querschlag  $Qs$  zugeführt werden, um von den Lokomotiven wieder abgeholt zu werden.

Die Betätigung der Weichen und Signale erfolgt auf elektropneumatischem Wege durch die in Abb. 612 dargestellte Einrichtung. Die bei  $a$  eintretende Druckluft gelangt durch die Kanäle  $b_1$ ,  $b_2$  vor oder hinter den Kolben  $c$ , der mittels eines Gabelstücks die Zugstange  $Z$  der Weiche betätigt, und außerdem durch die Verbindungsleitungen in die Steuerungszyylinder  $e_1$ ,  $e_2$ , in denen die Doppelkolbenschieber  $f_1$ ,  $f_2$  laufen, die ihrerseits von den wechselseitig erregten Magneten  $g_1$ ,  $g_2$  bewegt werden. In der gezeichneten Stellung hat der Kolbenschieber  $f_2$  die Verbindung  $d_2$ ,  $d_4$  freigegeben, dadurch den Hilfskolben  $h_2$  unter Druck gesetzt, den Muschelschieber  $i$  — da gleichzeitig der Gegenkolben  $g_2$  durch Verbindung der Leitung  $d_3$  mit dem Auspuff entlastet worden ist — in die untere Endstellung geschoben und dadurch den Luftkanal  $b_2$  geöffnet. Gleichzeitig mit der Bewegung der Weiche wird durch den Hebel  $k$  die Schaltwalze  $l$  gedreht und dadurch das zugehörige Signal betätigt, wobei aber Vorsorge dahin getroffen ist, daß das grüne Licht nur bei vollständiger Beendigung des Kolbenhubes aufleuchten kann, so daß im Falle einer Verstopfung der Weiche oder einer anderweitigen Beschädigung der Anlage das rote Licht eingeschaltet bleibt.

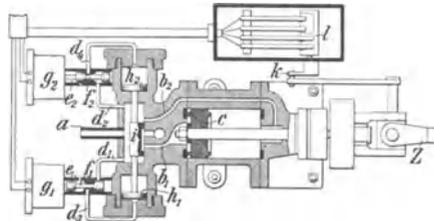


Abb. 612. Elektropneumatische Weichenstellvorrichtung der Deutschen Eisenbahnsignalwerke (Georgsmarienhütte).

**134. — Aufstellräume und Werkstätten.** Größere Lokomotivförderanlagen machen die Schaffung von unterirdischen Räumen mit möglichst weitgreifenden Einrichtungen für die Prüfung, Instandhaltung und Ausbesserung der Lokomotiven erforderlich. Ein Beispiel für eine gut ausgestattete Lokomotivkammer und -werkstatt gibt Abb. 613, aus der sich ohne nähere Erläuterung die vorhandenen Einrichtungen ergeben. Die Bau-gruben sollen die Lokomotiven von unten zugänglich machen und so die

Arbeiten erleichtern. Da sie aber schwer trocken zu halten sind und wegen ihrer Enge und mangelhaften Beleuchtung kein rasches Arbeiten ermöglichen, so benutzt man vielfach auch Hebevorrichtungen, bestehend in Gestellen mit vier Schraubenspindeln, zwischen denen die Lokomotive aufgehängt wird, um durch Drehen der Spindeln oder der Aufhängemuttern mittels eines Schneckengetriebes von Hand oder durch einen kleinen Motor auf- und abbewegt werden zu können.

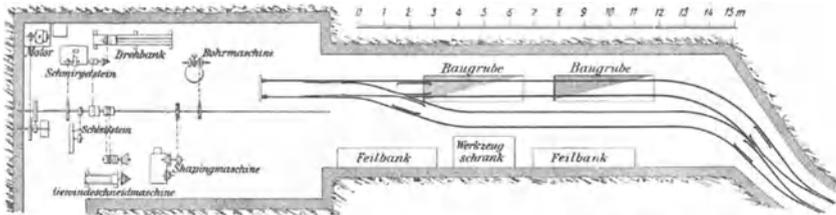


Abb. 613. Unterirdische Lokomotivkammer und -werkstatt auf Zeche Minister Stein bei Dortmund.

135. — **Mannschaftsfahrung mit Lokomotiven.** Die Möglichkeit der Beförderung von Leuten ist ein wesentlicher Vorzug der Lokomotivförderung. Die rasche Beförderung ermöglicht außer der Abkürzung der Anfahrzeit und der geringeren Ermüdung der Leute vor Beginn der Arbeit auch die schnellere Wiederaufnahme der Förderung in Strecken, die zu eng sind, als daß in ihnen während des Betriebes maschineller Förderung die Belegschaft ein- und ausfahren könnte. Es kann also, anders ausgedrückt, die Anlage besonderer Anfahrwege in solchen Strecken gespart werden.

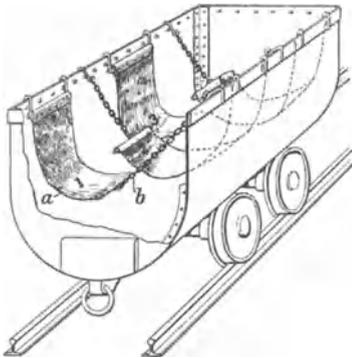


Abb. 614. Wagen mit Sitzen für Mannschaftsförderung von P. Stratmann & Co.

Als Wagen können die gewöhnlichen Förderwagen benutzt werden, in die Sitzbretter gelegt oder eingehängt werden. Abb. 614 zeigt einen mit eingehängten Sitzen *a* ausgerüsteten Wagen, der Platz für vier Leute bietet. Auch kann man besonders gebaute Mannschaftswagen verwenden, wie z. B. den Wagen nach Abb. 615, auf dessen Balken *a* die Leute ritlings sitzen, wobei sie sich an den Latten *f* festhalten und die Füße auf den Brettern *t* ruhen lassen; letztere sind auf den Winkelleisen  $h_1-h_4$  durch Querwinkel befestigt. Die Drehgestelle  $b_1 b_2$ , von denen der Sitzbalken *a* mit Hilfe der Kugellager  $c_1 c_2$  getragen wird, ermöglichen das Durchfahren schärferer Krümmungen auch mit langen Wagen für je 24—30 Mann. Doch sind in der Regel die gewöhnlichen Förderwagen vorzuziehen, da man dann mit den Leuten zugleich einen leeren Zug ins Feld bringt.

Wird mit elektrischen Oberleitungslokomotiven gefahren, so können die Fahrenden bei Verwendung von Gestellwagen nach Abb. 615 durch ein Holzdach *e* geschützt werden. Im übrigen kann die Gefahr beim Ein- und

Aussteigen dadurch beseitigt werden, daß eine Leitungstrecke von genügender Länge (50—80 m) stromlos gemacht wird, was am einfachsten dadurch geschehen kann, daß der Lokomotivführer durch einen besonderen Ausschalter den Strom kurz schließt.

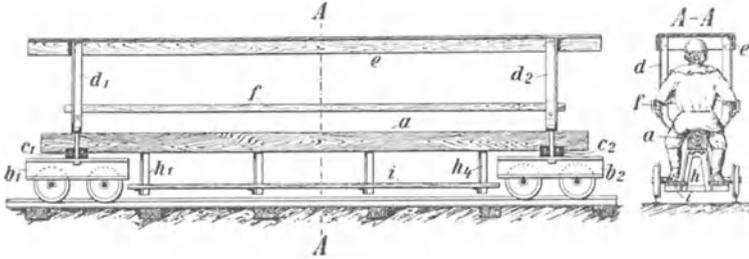


Abb. 615. Mannschaftswagen („Wurstwagen“) für Lokomotivförderung.

**136. — Leistungen und Kosten der Lokomotivförderung.** Die Leistungen der Lokomotivförderung, in Nutz-tkm (Kohlen- und Bergförderung) ausgedrückt, hängen von der Zahl der möglichen Fahrten und der Belastung der Lokomotive für die Hin- und Rückfahrt ab. Die Zahl der möglichen Fahrten ergibt sich wieder aus der Dauer der Einzelfahrten und der Länge der zwischen je zwei Fahrten sich einschiebenden Pausen. Die rechnerisch mögliche Zahl der Fahrten einer Lokomotive in der Stunde berechnet sich nach der Leistungsgleichung für die Pendelförderung (Ziff. 2) zu  $n = \frac{3600}{\frac{L}{v} + t}$ ,

also beispielsweise für eine Fahrzeit von 6 Stunden in der Schicht,  $L = 1200$ ,  $v = 2,5$  und  $t = 300$  zu  $n = \frac{6 \cdot 3600}{1200 : 2,5 + 300} = \frac{21600}{480 + 300} \sim 28$ .

Zieht die Lokomotive durchschnittlich 35 Wagen mit je 650 kg Kohleninhalt zum Schacht und 15 Bergewagen (außer 20 leeren Wagen) mit je 1200 kg ins Feld, so würde sie an Nutz-tkm leisten können:

$$1,2 \cdot (14 \cdot 35 \cdot 0,65 + 14 \cdot 15 \cdot 1,2) \sim 685.$$

Insgesamt ergeben sich für  $L = 1200$  und für verschiedene Werte von  $v$  und  $t$  folgende Leistungsmöglichkeiten:

$v = (\text{m/s})$	2,0			2,5			3,0		
	300	500	800	300	500	800	300	500	800
$n \dots \dots \dots$	24	20	15	28	22	17	31	24	18
Nutz-tkm . . .	585	490	365	685	540	415	760	585	440

Diese Leistungen werden aber keineswegs erreicht. Für den Ruhrbezirk sind z. B. die folgenden Durchschnitts-Leistungszahlen für Januar 1931 ermittelt worden<sup>1)</sup>:

<sup>1)</sup> S. den auf S. 358 in Anm.<sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von F. W. Wedding, S. 1321.

Lokomotivgruppen	Nutz-tkm	
	insgesamt <sup>1)</sup>	je Lokomotive und Fördertag
Benzol-Lokomotiven . . . . .	460 400	250
Schweröl-Lokomotiven . . . . .	257 500	535
Fahrdraht-Lokomotiven . . . . .	6 885 200	475
Akkumulator-Lokomotiven . . . . .	126 400	500
Preßluft-Lokomotiven . . . . .	3 243 100	400

<sup>1)</sup> Die im Vergleich zur Zahl der Lokomotiven (s. die Zahlentafel auf S. 479) verhältnismäßig geringe Gesamtleistung erklärt sich aus der starken Einschränkung des Betriebes.

Die durchschnittlichen Tagesleistungen sind also noch z. T. erheblich hinter den vorhin errechneten Schichtleistungen zurückgeblieben, obwohl in vielen Fällen die Lokomotiven mit mehr als 35 Wagen fahren. Der Grund dafür liegt in erster Linie in der längeren Dauer der Pausen, die sich aus Wartezeiten und Leerfahrten am Schachte und an den Bahnhöfen im Felde zusammensetzen, wozu bei Akkumulator- und Druckluft-Lokomotiven noch die für das Auffüllen des Luftvorrats bzw. für das Auswechseln der Batterie erforderlichen Aufenthalte kommen. Wenn die Benzol-Lokomotiven, obwohl bei ihnen diese letzteren Zeitverluste ebenso wie bei den Fahrdraht-Lokomotiven fortfallen, wesentlich hinter der Leistung der letzteren zurückgeblieben sind, so erklärt sich das aus ihrer geringeren Größe.

Hinsichtlich der Kosten ist zunächst bei den Anlagekosten („Kapitaldienst“) die Gruppe der Brennstoff-Lokomotiven von den anderen abzutrennen, da sich hier diese Kosten, abgesehen von den für alle Lokomotiven gemeinsamen Anlagekosten für die Aufstellräume und Werkstätten, im wesentlichen auf die Lokomotiven beschränken, wogegen bei den Fahrdraht-Lokomotiven noch die Kosten für Umformer bzw. Gleichrichter, Oberleitung und Schienenrückleitung, bei den Akkumulator-Lokomotiven diejenigen für die Wechselbatterien und Wechselvorrichtungen, bei den Preßluft-Lokomotiven noch die Kosten für den Hochdruckkompressor oder, da dessen Kosten in den Druckluftkosten zur Geltung kommen, wenigstens die Kosten für die Hochdruckleitung nebst den verschiedenen Füllstellen hinzukommen. Infolgedessen ist die Frage der möglichst weitgehenden Ausnutzung für diese letzten drei Gruppen, namentlich aber für die Fahrdraht- und Preßluft-Lokomotiven, wesentlich wichtiger als für die Brennstoff-Lokomotiven. Besonders bei den Fahrdraht- und Preßluft-Lokomotiven lassen sich die Kosten je Tonnenkilometer durch günstige Ausnutzung wesentlich herabdrücken, während bei den Akkumulator-Lokomotiven mit abnehmender Ausnutzung wenigstens die Kosten für die Batterie, die einen wesentlichen Anteil an den Gesamtkosten darstellen, sich auf einen entsprechend längeren Zeitraum verteilen.

Im allgemeinen kosten etwa

für Leistungen von	20 PS M	40 PS M	60 PS M
Benzol-Lokomotiven . . . . .	8—9000	—	—
Schweröl-Lokomotiven . . . . .	8—9000	18—20000	30—34000
Fahrdraht-Lokomotiven . . . . .	8—10000	14—16000	18—22000
Akkumulator-Lokomotiven . . . . . (nebst Batterie und Batteriebehälter)	20—22000	32—35000	45—47000
Preßluft-Lokomotiven . . . . .	14—16000	20—24000	26—30000

Bei den Lokomotivkosten sind noch die Kosten für die Reservelokomotiven zu berücksichtigen, deren Zahl im Vergleich mit derjenigen der im Betrieb befindlichen Maschinen um so geringer ist, je mehr Lokomotiven überhaupt fahren.

Bei den Löhnen stehen die Löhne für Lokomotivführer (und etwa nötige Zugbegleiter) im Vordergrund. Dieser Anteil der Löhne steigt wie die Ausgabe für den Kapaldienst im umgekehrten Verhältnis zur Ausnutzung der Lokomotiven, wogegen die Schlosserlöhne mit dieser im großen und ganzen gleichlaufen. Man kann für die Berechnung der letzteren mit etwa 15—20 Schlosserschichten monatlich je Lokomotive rechnen, muß aber für die Brennstoff-Lokomotiven etwa 30—40 Schlosserschichten einsetzen.

Die Energiekosten für die verschiedenen Lokomotivarten ergeben sich aus der nebenstehenden Zahlentafel. Dieser liegen folgende Annahmen zu grunde: Leergewicht der Wagen 65% der Kohlenfüllung; Zuschlag für Lokomotivgewicht 15%; Zahl der ins Feld geförderten Bergewagen gleich der Hälfte der Zahl der Kohlenwagen; Gewicht einer Bergeladung gleich dem 1,7fachen einer Kohlenladung.

Die Kosten für Ersatzteile sind, wenn man berücksichtigt, daß dem Ersatz von Batterien bei den Akkumulator-Lokomotiven bereits unter „Kapaldienst“ Rechnung getragen wird, bei den fünf Lokomotivgruppen nicht sehr verschieden.

Die Kosten für Schmierung und Putzstoffe sind unbedeutend und bei den einzelnen Lokomotiven nahezu gleich.

Insgesamt ergibt sich für zwei Gruben A und B, von denen die eine mit schwacher Ausnutzung der Lokomotiven 900 000 t jährlich aus einer mittleren Entfernung von 1,5 km, die andere mit guter Ausnutzung der Lokomotiven 1 800 000 t jährlich aus einer mittleren Entfernung von 1,8 km fördert, mit täglich zwei Förderschichten die umstehende Kostenübersicht.

Die Kosten je Nutz-tkm sind wegen der großen „Rückfracht“ für Bergförderung verhältnismäßig niedrig. Würden nur leere Wagen ins Feld gefördert, so würden diese Zahlen sich um 85% erhöhen.

Lokomotivart	Einheit	Kosten je Einheit	Verbrauch an Einheiten je				Kosten je		
			PSeh	Bruttotkm	Nutz-tkm		Bruttotkm	Nutz-tkm	
					auf Kohlen bezogen	auf Kohlen und Berge bezogen		auf Kohlenförderung bezogen	auf Kohlen- und Bergförderung bezogen
Benzol-Lokomotiven . . . . .	kg	35—40	0,250	0,03	0,11	0,06	1,1—1,2	3,9—4,4	2,2—2,4
Schweröl-Lokomotiven . . . . .			0,200	0,025	0,09	0,05	0,2—0,3	0,8—1,1	0,4—0,6
Fahrraht-Lokomotiven . . . . .	kWh	3—4	1,2	0,13	0,47	0,25	0,4—0,5	1,4—1,9	0,8—1,0
Akkumulator-Lokomotiven . . . . .			1,6	0,17	0,61	0,32	0,4—0,5	1,5—1,8	0,8—1,0
Preßluft-Lokomotiven . . . . .	m <sup>3</sup> a. L.	1,4—1,6	12	1,3	4,7	2,5	1,8—2,1	6,6—7,5	3,5—4,0

1. Kapitaldienst und Instandhaltung.

Lokomotivart	Zahl ins-gesamt	Davon in Betrieb	Stärke PS	Strecken-ausrüstung und sonstiges (Zubehör <sup>1)</sup> )	Anlage-kosten	Tilgung und Verzinsung		jährliche Ausgaben für Instandhaltung				
						%	M	%	A		B	
									%	M	%	M
1. Benzol-Lokomotiven . . .	25	22	16	—	{ 212 500	25	53 130	5				
				100 000	{ 100 000	14	14 000	10	10 000	20	20 000	
2. Diesel-Lokomotiven . . .	11	9	40	—	{ 210 000	22	46 200	5	10 500	10	21 000	
				100 000	{ 100 000	14	14 000	10	10 000	20	20 000	
3. Fahrdrabt-Lokomotiven . .	11	9	40	—	{ 165 000	18	29 700	4	6 600	8	13 200	
				205 000	{ 205 000	24 <sup>2)</sup>	49 200	6,5 <sup>2)</sup>	13 300	13	26 600	
4. Akkumulator-Lokomotiven	11	9	40	—	{ 262 000	18	47 100	4	10 480	8	21 000	
				167 200	{ 209 000	37 <sup>3)</sup>	69 300	4 <sup>4)</sup>	7 480	8	15 000	
				—	{ 199 000	22	28 500	5,5 <sup>2)</sup>	9 200	11	18 400	
5. Preßluft-Lokomotiven . . .	11	9	40	—	{ 200 000	12	24 000	4	8 000	8	16 000	
				200 000	{ 200 000	12	24 000	4	8 000	8	16 000	

2. Jährliche Betriebskosten.

Lokomotivart	Löhne				Kraftkosten	Hierzu Kapital-dienst und Instandhaltung			Gesamtkosten			
	Fahrer (a) Kuppeler, Stellwerkswärter (b)		Schlosser (Elektriker)			A	B	M	A	B	M	
	Zahl	M	Zahl	M								je Nutz-tkm <sup>5)</sup>
1. Benzol-Lokomotiven . . .	{ a 44	132 000	{ 26	78 000	57 500	140 000	87 800	108 300	434 500	17,4	579 500	9,5
	{ b 36	79 200	{ 15	45 000	12 500	30 500	80 700	101 200	262 600	10,5	325 100	5,3
2. Diesel-Lokomotiven . . .	{ a 18	54 000	{ 7	21 000	22 500	55 000	98 800	118 700	266 700	10,7	328 100	5,4
	{ b 32	70 400	{ 7	21 000	22 500	55 000	172 100	199 300	340 000	13,6	408 700	6,8
3. Fahrdrabt-Lokomotiven . .	{ a 18	54 000	{ 8	24 000	87 500	230 000	85 500	103 400	321 400	12,8	493 800	8,2
	{ b 32	70 400	{ 8	24 000	87 500	230 000	85 500	103 400	321 400	12,8	493 800	8,2
5. Akkumulator-Lokomotiven	{ a 18	54 000	{ 8	24 000	87 500	230 000	85 500	103 400	321 400	12,8	493 800	8,2
	{ b 32	70 400	{ 8	24 000	87 500	230 000	85 500	103 400	321 400	12,8	493 800	8,2

1) Einschließlich Lokomotivkammern nebst Ausrüstung und der zusätzlichen Ausgaben für den Oberbau.  
 2) Durchschnittszahlen für die verschiedenen Einzelposten.  
 3) Nur für die 18 im Betrieb befindlichen Batterien.  
 4) Auf Kohlen- und Berzeförderungsbezogen.  
 5) je Nutztkm<sup>5)</sup>

Die Verringerung der Kosten je tkm im Falle der besseren Ausnutzung (Schachanlage B) tritt bei den Benzol- und Preßluft-Lokomotiven weniger hervor, weil hier die „beweglichen Kosten“ in Gestalt des teuren Treibmittels mehr ausmachen.

## IV. Die abwärts- und aufwärtsgehende Zwischenförderung.

### A. Abwärtsgehende Förderung.

#### a) Bremsberg- und Bremserschachtförderung.

**137. — Vorbemerkung.** Die Bedeutung der Bremsberge und seigeren Bremserschächte ist neuerdings im Steinkohlenbergbau stark zurückgegangen, da sie durch die mechanische Abbauförderung einerseits und durch seigere Haspelschächte andererseits verdrängt worden sind und außerdem heute auch das Bestreben eingesetzt hat, die Abwärtsförderung in der Ebene der Lagerstätte bis zur Hauptsohle durch Schüttelrutschen und Bänder zu bewirken, um dadurch ohne Förderwagen oberhalb der Hauptfördersohle auskommen und große Wagen verwenden zu können (vgl. Ziff. 58 und Abb. 440 auf S. 370).

**138. — Einteilung der Bremsberge.** Man unterscheidet Wagen- und Gestellbremsberge, je nachdem die Wagen unmittelbar an das Seil angeschlagen oder auf besondere Fördergestelle aufgeschoben werden.

Die Anwendung von Gestellen ist notwendig bei steilerem Einfallen (von etwa  $25^{\circ}$  an aufwärts), bei dem die Wagen nicht mehr unmittelbar ans Seil angeschlagen werden können. Man findet sie aber auch bei kleineren Fallwinkeln, wenn es sich um die Förderung von Zwischenanschlügen und um zweiflügeligen Betrieb handelt. Denn sie ermöglichen eine bequeme Bedienung von beiden Seiten, und das Aufschieben erfolgt leichter, gefahrloser und rascher als das Anschlagen der Wagen ans Seil. — Wagenbremsberge werden billiger in der Anlage, weil weniger Nebengestein nachgerissen zu werden braucht, jedoch gestaltet sich bei ihnen die Bedienung an den Anschlügen schwieriger und umständlicher.

Dem Förderverfahren nach unterscheidet man nach Abb. 463 a (S. 397) Örterbremsberge — das sind Bremsberge, die eine Anzahl von Abbau-strecken zu bedienen haben — und Transportbremsberge, deren Aufgabe die Weiterbeförderung des so gesammelten Fördergutes bis zur Hauptfördersohle ist.

**139. — Verfügbare und erforderliche Zugkraft beim Bremsbetriebe<sup>1)</sup>.** Über die bei der Bewegung von Wagen auf Gefällestrecken entwickelten Zugkräfte und zu überwindenden Widerstände ist bereits unter Ziff. 80 gesprochen worden. Beim Bremsbergbetriebe ist noch zu berücksichtigen, daß die zur Überwindung dieser Widerstände notwendige Zugkraft durch die Nutzlast geliefert werden muß und daß

<sup>1)</sup> S. auch Glückauf 1927, Nr. 9, S. 300 u. f.; W. Weih: Vereinfachte Berechnung der Bremsberg- und Haspelförderung.

zum Wagenwiderstande noch das Seilgewicht, die Zapfenreibung der Bremsscheibe und der Biegungswiderstand des Seiles (die Seilsteiifigkeit) hinzuzurechnen sind.

Da die von den leeren Wagen in den beiden Gleisen eines zweitrümmigen Bremsberges ausgeübten Zugkräfte  $G \cdot \sin \alpha$  sich gegenseitig aufheben, so steht der Zugkraft der Nutzlast  $N \cdot \sin \alpha$  der Reibungswiderstand des vollen und des leeren Wagens, d. h. die Größe

$$(N + 2 \cdot G) \cdot f \cdot \cos \alpha$$

gegenüber. Für die Wagenbewegung steht also die überschüssige Zugkraft

$$Z = N \cdot \sin \alpha - (N + 2G) \cdot f \cdot \cos \alpha$$

zur Verfügung. Diese Zugkraft muß nun noch die eben erwähnten Nebenwiderstände  $R$  decken. Diese wachsen mit der Summe  $Z_g$  der Zugkräfte, die an beiden Seiten der Bremsvorrichtung ausgeübt werden. Die Zugkräfte vermindern sich auf der Seite des vollen Wagens um den Betrag der Reibung, während sie sich auf der Seite der leeren Wagen um diese vermehren; es ist also

$$Z_g = (G + N) \cdot (\sin \alpha - f \cdot \cos \alpha) + G \cdot (\sin \alpha + f \cdot \cos \alpha),$$

$$Z_g = (2G + N) \cdot \sin \alpha - N \cdot f \cdot \cos \alpha.$$

Die Nebenwiderstände sind mit etwa 10—15% der Gesamtzugkräfte einzusetzen, also

$$R = 0,10 Z_g \text{ bis } 0,15 Z_g.$$

Als überschüssige Kraft verbleibt dann

$$K = Z - R.$$

Dieser Kraftüberschuß muß durch die Bremsarbeit vernichtet werden. Rechnet man für das Verhältnis  $k = G : N$  mit den zwei Grenzfällen 0,6 und 0,8 (vgl. Ziff. 68), mit einem Reibungswert von 0,015 und einem Wert für  $R$  von 0,10  $Z_g$ , so ergeben sich bei verschiedenen Neigungswinkeln für je 100 kg Nutzlast die folgenden Werte für  $Z$ ,  $R$  und  $K$ :

	2°		5°		10°		20°		50°		70°	
	k =		k =		k =		k =		k =		k =	
	0,6	0,8	0,6	0,8	0,6	0,8	0,6	0,8	0,6	0,8	0,6	0,8
$Z =$	0,19	-0,41	5,42	4,82	14,11	13,52	31,10	30,53	74,48	74,09	92,84	92,64
$R =$	0,62	0,76	1,77	2,12	3,67	4,02	7,39	8,75	16,75	19,80	20,60	24,40
$K =$	-0,43	-1,17	3,65	2,70	10,44	9,50	23,71	21,78	57,73	54,29	72,24	68,24

Hierbei ist aber die beim Beginn des Treibens außerdem zu entwickelnde Beschleunigungskraft sowie die hier auftretende vergrößerte Reibung der Ruhe noch nicht berücksichtigt.

Die Rechnung ist der Kürze halber nur für zweitrümmige Wagenbremsberge durchgeführt worden. Ihre Anwendung auf einrümmige und Gestellbremsberge ergibt sich sinngemäß, jedoch muß für letztere außer dem Wagen- noch das Gestellgewicht bei dem Werte  $G$  in die Rechnung eingesetzt werden.

**140. — Eintrümmige Bremsberge.** Die eintrümmigen Bremsberge können Wagen- oder Gestellbremsberge sein. Erstere werden auch als Bremsberge mit nebenlaufendem Gegengewicht bezeichnet, wogegen bei den Gestellbremsbergen das Gegengewicht sich unterhalb des Gestelles bewegt und sein Gestänge zwischen den Schienen für das Gestell liegt. Es läßt sich hier bequem unter dem Gestell durchführen, und man kann auf diese Weise den Bremsberg möglichst schmal halten und das Gestell von beiden Seiten gleich gut bedienen. Bremsberge mit nebenlaufendem Gegengewicht kommen, da sie bei zweiflügeligem Betriebe für die Bedienung von der Gegengewichtseite das Überfahren des Gestänges für das Gegengewicht erfordern, nur für einflügeligen Betrieb in Betracht.

Da bei eintrümmiger Förderung das Gewicht des Gegengewichtes etwa in der Mitte zwischen demjenigen des vollen und des leeren Wagens bzw. Gestelles liegen, d. h. etwa gleich der Leerlast + der halben Nutzlast sein muß<sup>1)</sup>, so steht hier für die Bewegung nur der halbe Gewichtsüberschuß wie bei der zweitrümmigen Förderung zur Verfügung. Ferner muß bei der Gestellförderung noch das tote Gewicht des Gestelles mit bewegt werden, so daß für diese Förderung ein größerer Neigungswinkel erforderlich ist. Andererseits kann naturgemäß ein Wagenbremsberg nicht mehr bei Neigungen von mehr als etwa 25° betrieben werden, wogegen Gestellförderung auch bei steilem Einfallen möglich ist. Man wird daher bei gutem Zustande der ganzen Förderanlage die eintrümmigen Wagenbremsberge für Fallwinkel zwischen etwa 9° und 25°, die eintrümmigen Gestellbremsberge für solche zwischen etwa 12° und 90° anwenden können.

Die Leistungsfähigkeit der eintrümmigen Bremsberge bleibt offenbar erheblich hinter derjenigen der zweitrümmigen zurück (vgl. Ziff. 2). Andererseits eignen sie sich im Gegensatz zu den letzteren gut zur Bedienung von Zwischenanschlügen (als „Orterbremsberge“).

**141. — Zweitrümmige Bremsberge.** Die zweitrümmigen Bremsberge sind fast stets Wagenbremsberge, da die Förderung mit 2 Gestellen nebeneinander zu viel Raum beansprucht, die Einrichtung von Ausweichstellen aber die Betriebsicherheit zu sehr beeinträchtigt. Auch ist das große tote Gewicht von 2 Gestellen nachteilig.

Im übrigen können die zweitrümmigen Bremsberge solche mit offenem oder mit geschlossenem Seile sein.

Bremsberge mit offenem Seile sind solche, bei denen an jedem der beiden Enden eines Seiles ein Wagen hängt. Sie eignen sich zunächst nur zur Förderung zwischen 2 Punkten, d. h. als „Transportbremsberge“.

Die Bedienung von Zwischenanschlügen mit zweitrümmiger Förderung kann durch verschiedene Kunstgriffe ermöglicht werden, von denen hier die folgenden erwähnt seien<sup>2)</sup> (vgl. auch unten, Ziff. 162):

a) Das Einschalten von Verlängerungseilen, wodurch es ermöglicht wird, das nur von der Grundstrecke bis zum obersten Anschlag reichende Seil bis zu dem jeweils zu bedienenden Anschlag zu verlängern,

<sup>1)</sup> Eine genauere Berechnung gibt Weih in dem auf S. 517 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz, S. 305.

<sup>2)</sup> Näheres s. in den früheren Auflagen dieses Bandes.

b) die Förderung mit 2 Trommeln, von denen die eine, die die erforderliche zusätzliche Seillänge trägt, lösbar mit der Achse gekuppelt ist und umgesteckt werden kann,

c) das Belasten des vom obersten Anschlag abzubremsenden Wagens mit einem Zusatzgewicht, das ihn befähigt, das Gewicht des an einem Zwischenanschlag angeschlagenen vollen Wagens zu überwinden,

d) die Ausnutzung von Gefälleverschiedenheiten im Bremsberg, wodurch die gleiche Wirkung wie beim Zusatzgewicht erreicht wird,

e) die Verwendung einer Bremstrommel mit zwei verschiedenen Durchmessern oder einer Flaschenzug-Aufhängung für den zum Zwischenanschlag gehenden Wagen; bei diesem Hilfsmittel kann aber nur ein Zwischenanschlag mit bedient werden.

Eine Sonderstellung nehmen die zweitrümmigen Bremsberge mit geschlossenem oder endlosem Zugmittel (Seil oder Kette) ein. Sie gestatten ein Anschlagen der Wagen an beliebiger Stelle, eignen sich also als Transportbremsberge wie auch als Örtbremsberge. Als erstere können sie bei geringerer flacher Höhe auch in der Weise betrieben werden, daß immer nur ein Wagen oder auch ein Wagenzug auf einmal abgebremst wird, wie das z. B. im deutschen Braunkohlenbergbau geschieht. Bei dieser Förderung kann also die Bremse nach jedem Treiben stillgesetzt werden. Auch kann dabei sowohl mit stets gleicher wie auch mit jedesmal entgegengesetzter Bewegungsrichtung des Seiles oder der Kette gefördert werden. Die Regel bildet aber bei der zweitrümmigen Förderung mit endlosem Zugmittel, daß wie bei der Streckenförderung das Seil oder die Kette sich stets in gleichem Sinne bewegt und die Wagen in regelmäßigen Abständen angeschlagen werden. Solche Bremsberge können auch für die Bedienung von Zwischenanschlügen nutzbar gemacht werden. Sie eignen sich besonders für größere Förderhöhen.

Die Bremsberge mit endlosem Zugmittel bieten verschiedene Vorteile. Wegen der größeren Zahl von Wagen auf beiden Seiten können sie nach Ziff. 142 noch bei geringem Fallwinkel betrieben werden, zumal bei ihnen das Seil- bzw. Kettengewicht ausgeglichen ist. Ferner sind sie sehr leistungsfähig und gestatten bei genügendem Fallwinkel auch die Bergeförderung aufwärts in gewissem Umfange. Sodann ermöglichen sie eine Ausnutzung der überschüssigen Zugkraft, indem auf die Welle der unteren Umkehrscheibe eine Treibscheibe für den Antrieb einer anschließenden Streckenförderung gesetzt wird. Bei flachwelliger Lagerung kann der Fall auch so liegen, daß eine Hauptförderstrecke mit wechselndem Gefälle angelegt wird und daß dann unter Umständen die überschüssige Kraft einer Strecke mit Gefälle zum Schachte hin benutzt werden kann, um die Wagen durch die anschließende kürzere oder schwächer ansteigende Strecke mit entgegengesetztem Gefälle weiterzufördern<sup>1)</sup>.

Diesen Vorzügen der Bremsberge mit endlosem Zugmittel steht als Hauptnachteil die Erschwerung der Bedienung an den Anschlügen gegenüber. Freilich ist dieser Nachteil nur in geringem Maße vorhanden, wenn es sich um einen Transportbremsberg handelt. Bei Zwischenanschlügen jedoch ergeben

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1912, S. 108; Versuche und Verbesserungen.

sich erhebliche Schwierigkeiten. Kettenförderungen eignen sich hier gar nicht, weil bei ihnen jedesmal die schwere Kette künstlich angehoben und dadurch die Kuppelung zwischen Wagen und Kette gelöst werden müßte. Aber auch bei Förderung mit Seil ist die Bedienung von Zwischenanschlügen schwierig, namentlich wenn von beiden Seiten angeschlagen werden soll, weil dann von einer Seite mit dem leeren, von der anderen sogar mit dem vollen Wagen ein Gleis überfahren werden muß. Zur Erleichterung des Anschlages können freilich an den Anschlagstellen entsprechende Einrichtungen (s. unten, S. 522 u. f.) getroffen werden. Auch kann man für den der Leerbahn gegenüberliegenden Abbaufügel das Herüberwechseln der leeren Wagen dadurch umgehen, daß diese zunächst bis zum Kopfe des Bremsberges mitgenommen, dort abgehängt, in der Vollbahn wieder angeschlagen und so dem betreffenden Betriebspunkt zugeführt werden. Dieses Verfahren kann bei genügendem Gefälle und schwächerer Belegung des einen Flügels des Bremsberges auch bei zweiflügeligen Betrieben, also auch mit den vollen Wagen durchgeführt werden, kommt aber dann nur für die oberen Anschläge in Betracht.

Für schwerere Förderwagen scheidet die Förderung mit endlosem Zugmittel für die Bedienung von Zwischenanschlügen aus, weil dann das Anschlagen der Wagen zu schwierig und gefährlich wird.

Welche Bedeutung die Bremsbergförderung mit Seil ohne Ende unter günstigen Bedingungen aufweisen kann, zeigt ihre umfangreiche Anwendung auf einer oberschlesischen Schachtanlage<sup>1)</sup>.

**142. — Bremsbergbetrieb bei geringen Neigungswinkeln.** Der Neigungswinkel, unterhalb dessen das Übergewicht der vollen Wagen nicht mehr zur Überwindung der sämtlichen Bewegungswiderstände ausreicht, ist zunächst davon abhängig, ob ein- oder zweitrümmig, mit Wagen oder Gestellen und mit offenem oder geschlossenem Seile gefördert wird. Im übrigen liegt die Grenze nach unten hin um so tiefer, je geringer der Reibungswiderstand der Förderwagen, die Zapfenreibung der Bremsscheiben, das Seilgewicht und die Seilsteifigkeit ist.

Zweitrümmige Bremsberge mit offenem Seile können bei gutem Zustand der Fördereinrichtungen noch bei Fallwinkeln von 4–5° und, wenn mit ganzen Wagenzügen gefördert wird, noch bei einem Gefälle bis zu 3° herunter benutzt werden. Durch den Betrieb mit endlosem Seile und einer größeren Anzahl gleichzeitig angeschlagener Wagen kann man die Förderung sogar noch bei einem Gefälle von 2° ermöglichen.

Nach der auf S. 518 aufgestellten Zahlentafel ist allerdings bei den gemachten Annahmen bei einem Gefälle von 2° keine Förderung mehr möglich, da dann  $K$  negativ wird, selbst wenn die Beschleunigungsarbeit gar nicht in Ansatz gebracht wird. Jedoch trägt die Zahlentafel den Möglichkeiten der Förderung mit endlosem Seil (Ausgleichung des Seilgewichts, Vergrößerung der Wagenzahl) nicht Rechnung. Auch kann  $K$  durch Verringerung des Reibungswiderstandes der Wagen infolge sorgfältiger Verlegung des Gestänges und verbesserter Achslager noch erhöht werden. Schließlich kann man auch

---

<sup>1)</sup> Glückauf 1914, Nr. 32, S. 1263 u. f.; A. Kiesel: Die automotorische Bremsbergförderung auf der Hohenzollern-Schachtanlage.

zur Überwindung der größeren Anfahrwiderstände das Gefälle an beiden Endpunkten künstlich beeinflussen, indem man die Schienen am Kopfe aufhöht, am Fuße söhlig legt.

**143. — Raumbedarf.** Über die Schaffung des erforderlichen Hohlraumes im Gebirge ist bereits im Abschnitt „Vorrichtung“ gesprochen worden. An dieser Stelle muß nur noch auf die für Höhe und Breite wichtigen Gesichtspunkte hingewiesen werden. Die Höhe muß bei Gestellbremsbergen meist durch Nachreißen des Hangenden oder Liegenden geschaffen werden; Wagenbremsberge können vielfach ganz ohne Nachreißen hergestellt werden. Die Breite ist bei Gestellbremsbergen (abgesehen von den Gestellen mit Drehscheibe, S. 529) durch die Gestellbreite gegeben. Bei Wagenbremsbergen kann

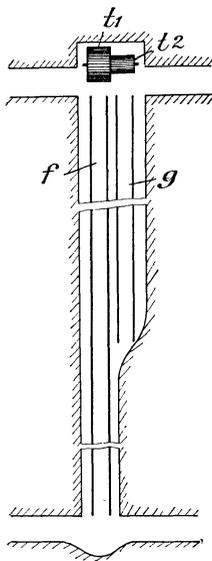


Abb. 616. Bremsberg mit verkürztem Gegengewichtsgestänge.

die Breite durch Zusammenziehen des Gestänges außerhalb der Begegnungstellen von vollen und leeren Wagen, bezw. von Wagen mit Gegengewicht, verringert werden, falls diese Begegnungstellen dauernd an derselben Stelle verbleiben. Das ist z. B. bei „Transportbremsbergen“ stets und bei „Örterbremsbergen“ dann der Fall, wenn der Abbau im oberen und im unteren Teile des Bremsbergfeldes nahezu gleichzeitig beendet wird, der Bremsberg also in seiner ganzen Länge gleichzeitig abgeworfen werden kann. Durch eine derartige Verschmälerung des Bremsberges wird gleichzeitig die Bedienung an den Zwischenanschlängen erleichtert und an Schienen gespart. Am besten eignet sich die 3schienige Anlage nach Abb. 518 auf S. 430, die sich durch Betriebsicherheit auszeichnet, da sie keine beweglichen Teile enthält, was bei der Bremsbergförderung besonders wichtig ist. Hier gehen durch jeden Zweig der Ausweiche abwechselnd volle und leere Wagen. Zweischienige Bremsberge mit Ausweiche gestatten eine größere Raum- und Schienenersparnis, machen aber betriebliche Schwierigkeiten. In eintrümmigen Bremsbergen kann nach Abb. 616 für das Gegengewicht ein kürzeres Gestänge  $g$  benutzt werden; das Gegengewicht muß dann an einer Trommel  $t_2$  mit entsprechend kleinerem Durchmesser hängen und dafür schwerer sein. Auch kann man für das Gegengewicht ein Gestänge mit kleinerer Spurweite benutzen. — Auch in Gestellbremsbergen hat man öfter an Schienen gespart, indem man die Schienen für das Gestell gleichzeitig für das Gegengewicht benutzt hat oder letzteres mit der einen Seite auf einer Gestellschiene, mit der anderen auf einer dritten Schiene hat laufen lassen. Man kann dann an der Begegnungstelle das Gestänge für das Gegengewicht gerade durchführen und die Räder des Gestelles auf den Achsen verschiebbar anbringen, so daß die Gestellräder über die beiden äußeren, ausgebogenen Schienen fahren.

**144. — Einrichtung der Zwischenanschlänge.** Für die an den Zwischenanschlängen einmündenden Abbaustrecken sind die Sicherheitsvorkehrungen (s. unten, S. 557 u. f.) wichtig. Außerdem ist auf den Örtern für Raum zum

Wagenwechsel zu sorgen, was durch Herstellen eines Plattenbelages oder eines kleinen Wechsels geschieht.

Die im Bremsberge selbst an diesen Zwischenanschlügen zu treffenden Einrichtungen sollen das Anschlagen erleichtern. Sie kommen deshalb für Bremsberge mit Gestellförderung nur für den seltenen Fall in Betracht,

daß mit nebenlaufendem Gegengewicht gefördert und dadurch ein Überfahren des Gegengewichtstrumms notwendig gemacht wird. Dieses erfolgt dann mit Hilfe von seiger oder söhllich einzustellenden Klappschiene oder von besonderen Einlegestücken. Dagegen sind die für die Erleichterung des Anschlages bestimmten Einrichtungen wichtig für die Wagenbremsberge. Sie bestehen hier in Bühnen, die im Bremsberge gelegt sind und entweder nur die Räume zwischen den Schienen ausfüllen oder die Schienen vollständig

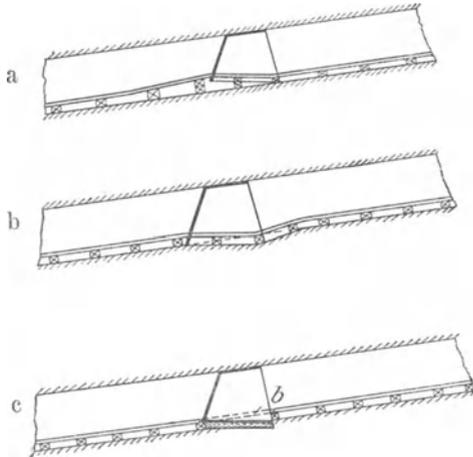


Abb. 617 a—c. Hilfsmittel zum Erleichtern des Anschlages in Wagenbremsbergen.

ersetzen. Im letzteren Falle erhalten die Bühnen Nuten (für die Spurkränze) oder Einlegestücke, welche letzteren an Zapfen befestigt sind und während des Anschlages der Wagen herausgenommen werden. Solche Bremsbergbühnen entsprechen den bei den Zwischenanschlügen der Streckenförderung erwähnten Bühnen (vgl. Abb. 573a auf S. 468), nur ist an

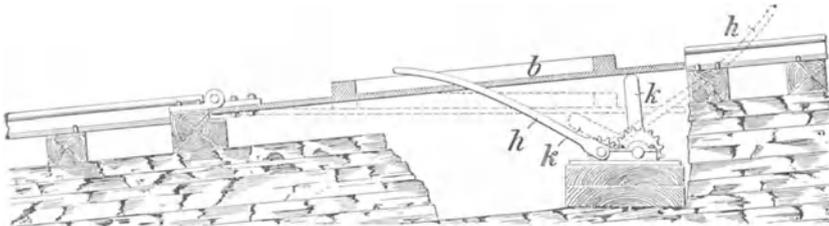


Abb. 618. Schwenkbühne mit Kranzplatte für Zwischenanschlüge.

ihrem unteren Ende noch ein Widerstand, bestehend in einer angegossenen Rippe oder einem aufgenagelten Holzstück, zu befestigen, um das Durchgehen der Wagen während des Drehens zu verhüten. Außerdem sind verschiedene Mittel gebräuchlich, um namentlich bei etwas größerem Fallwinkel das Einfallen des Bremsberges an der Anschlagstelle abzuschwächen. Das kann zunächst durch Hochziehen der Schienen am Unterstoße der Strecke (Abb. 617a) oder durch Tieferlegen der Schienen am Oberstoße (Abb. 617b) erfolgen. Jedoch beeinträchtigt ein solcher Knick im Bremsberggestänge die Betriebsicherheit der durchgehenden Bremsbergförderung, weshalb

man öfter das Gestänge im Bremsberg an solchen Stellen für das Anschlagen der Wagen vollständig unterbricht und die durchgehende Förderung durch Überbrücken des Zwischenraumes mit Einlegeschiene (*b* in Abb. 617 *c*) ermöglicht. Bei größerer Neigung sind Schwenkbühnen vorzuziehen, die das Anschlagen wesentlich erleichtern; sie liegen in der unteren Endlage söglich, in der oberen im Gefälle des Bremsberges. Eine solche Bühne mit Hebelübertragung zeigt Abb. 618<sup>1)</sup>: der Handhebel *h* bringt mittels Zahnradübersetzung die Knagge *k*, auf der die Bühne ruht, in die obere bzw. untere Endlage.

**145. — Einrichtungen am Fuße des Bremsberges.** Der Hauptanschlag am Fuße eines Bremsberges muß drei Forderungen gerecht werden: er muß ein möglichst bequemes und gefahrloses Überleiten der Wagen aus der Bremsberg- in die Streckenförderung ermöglichen, eine Störung der Bremsberg- durch die Streckenförderung und umgekehrt verhüten und die Wetterführung unbehelligt lassen. Hiernach fallen die Anschläge verschieden aus, sowohl nach dem Förderverfahren (Gestell- oder Wagenbremsberge) als auch nach der Lage des Bremsberges zur Streckenförderung. In letzterer Hinsicht ist zu unterscheiden, ob am Fuße des Bremsberges noch eine durchgehende Streckenförderung vorbeizuführen ist oder der Bremsberg am Ende einer Flözförderstrecke oder in der Nähe eines Querschlagsteht.

Führt am Fuße des Bremsberges oder doch ganz in seiner Nähe eine Förderung mit Seil (oder Kette) ohne Ende vorüber, so braucht nur ein kleiner Wechsel für den unteren Anschlag vorgesehen zu werden, da dann ein sofortiges Überführen der vollen Wagen vom Bremsberge zum Seile und der leeren Wagen von diesem zum Bremsberge möglich ist. In allen anderen Fällen muß für einen genügend großen Wechsel am Fuße des letzteren gesorgt werden, der als Vorratsraum für volle und leere Wagen für die Zeit zwischen je 2 Pferdezügen (oder Lokomotivfahrten) dient. Ist Platz in der Länge vorhanden und hat man außerdem Grund, das Nebengestein möglichst wenig anzugreifen, so richtet man am besten gemäß Abb. 605 auf S. 506 den Bremsberg zum Durchschieben ein, so daß die vollen Wagen hinter ihm zu einem Zuge gesammelt werden und das Pferd (oder die Lokomotive) den leeren Zug bis zum Bremsberge bringen und den vollen hinter ihm abholen kann. Man zieht dann die beiden Streckengestänge zu einem einzigen Gestänge zusammen und kommt so mit einem Durchfahrtgleis und einem zur Aufstellung der Wagen dienenden Sammelgleis aus. — Bei gutem Gebirge und flotter Förderung kann die Streckenförderung zweispurig durchgeführt werden.

Die Erleichterung der Arbeit des Anschlägers durch Herstellung von Gefälle zum selbsttätigen Ab- und Zulaufen der Wagen (Abb. 605 *b*) ist besonders für die Lokomotivförderung wichtig, da es sich bei dieser um längere Züge und Wechsel handelt und die Lokomotive die Steigung, die zur Gewinnung des erforderlichen Gefälles an irgendeiner Stelle hergestellt werden muß, leichter als ein Pferd überwinden kann.

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1921, S. 227; Versuche und Verbesserungen.

Eine andere Art von Wechseln sind die kurzen, aber breiten Wechsel, wie sie bei größerer Flözmächtigkeit namentlich für Bremsberge am Ende einer Förderstrecke oder an deren Einmündung in einen Querschlag (Abb. 619) benutzt werden. Sie bieten für den vollen und den leeren Zug nebeneinander Platz und entsprechen bei Lokomotivförderung den Wechseln mit Verschiebegleis nach Abb. 738 (S. 629), während bei Pferdeförderung (Abb. 619) zwischen beiden Gleisen so viel Raum bleibt, daß das mit dem leeren Zuge im Gleis *l* angekommene Pferd nach dem Abschirren zwischen den Gleisen vor den im Gleis *v* bereitstehenden vollen Zug geführt werden kann.

Verhältnismäßig einfach sind die Anschläge für Gestellbremsberge. Hier ist die oben an erster Stelle geforderte gefahrlose Überleitung ohne weiteres gegeben. Den ungestörten Betrieb der Strecken- neben der Bremsbergförderung ermöglicht man durch Verumbruchen des Bremsberges im Hangenden oder im Liegenden. Bei einem Umbruch der ersteren Art muß in flacher Lagerung die Strecke durch besondere Vorrichtungen gegen abgehende Wagen und Gestelle geschützt werden, während ein Umbruch im Liegenden die Strecke unter dem Bremsberge hindurchführt und so ohne weitere Vorkehrungen schützt. Was die Wetterführung betrifft, so erfordern die meisten Abbauverfahren den wetterdichten Abschluß der Bremsberge an ihrem unteren Ende durch Verschläge mit Wettertüren, damit Kurzschluß durch den Bremsberg hindurch verhütet wird. (Vgl. im übrigen Bd. I, 6. Aufl., 4. Abschn., Ziff. 64: „Anschluß der Bremsberge an die Grundstrecken“, wo auch der Schutz der Streckenförderung gegen abgehende Wagen behandelt ist.)

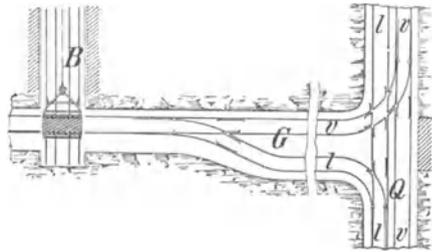


Abb. 619. Bremsberganschlag an der Einmündung einer Grundstrecke *G* in einen Querschlag *Q*.

Wagenbremsberge werden in der Regel durch eine söhliche, mit Platten belegte Bühne und eine kurze Anschlußdiagonale mit der Grundstrecke verbunden; in die Diagonale wird die Wettertür gestellt.

**146. — Das Bremswerk.** Das Bremswerk besteht aus 2 Teilen; der Trommel oder Scheibe für das Seil und der Bremsvorrichtung. Die Trommelbremse hat sich aus dem Haspelrundbaum entwickelt, einer starken Holzwehle, auf der das Seil sich auf- und abwickelte.

Wegen des großen Raumbedarfes und Gewichtes der Trommeln werden jetzt Scheibenbremsen bevorzugt. Jedoch läßt sich bei Trommelbremsen in flacher Lagerung durch Differentialtrommeln (Ziff. 141) ein Ausgleich des Seilgewichtes erzielen, der bei Scheibenbremsen nur möglich ist, wenn die Förderung mit Seil ohne Ende betrieben wird. Zur Vergrößerung der Reibung kann bei Scheibenbremsen ein Hanfstrick od. dgl. in die Nut eingelegt werden. Doch ist diese Maßnahme wegen ihrer Feuergefährlichkeit zu verwerfen. Diese wird vermieden durch feuersichere Ausfütterung der Nut (vgl. unten, Ziff. 150). Ein anderes Hilfsmittel veranschaulicht die in Abb. 620 dargestellte

Laufbremse<sup>1)</sup> mit Vergrößern des Umschlingungsbogens durch Leitrollen mit Kreuzführung des Seiles. Die beiden Leitrollen liegen in verschiedenen Ebenen, um ein Berühren der beiden Seiltrumme an der Kreuzungstelle zu vermeiden.

Die Scheiben werden bei steilem Einfallen zweckmäßig senkrecht zur Flözebene aufgestellt (Abb. 621 und Abb. 624 auf S. 528), bei flachem Fallen in dieser verlagert, weil beide Seiltrumme im ersteren Falle (wegen des unterlaufenden Gegengewichtes) übereinander, im letzteren Falle nebeneinander liegen.

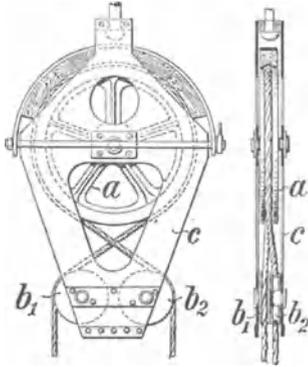


Abb. 620. Laufbremse mit vergrößertem Seil-Umschlingungsbogen.

Die Verdoppelung der Bremsfläche ermöglicht größere Förderleistungen, ohne daß die Bremskränze durch Überbeanspruchung zu heiß werden. Die Abbildungen 621c—e beziehen sich auf Bremsscheiben, die ein Gleiten des Seiles durch feuersichere Einlagen mit größerer Reibung verhindern sollen und daher zweiteilig hergestellt werden, um die Einlagen bequem

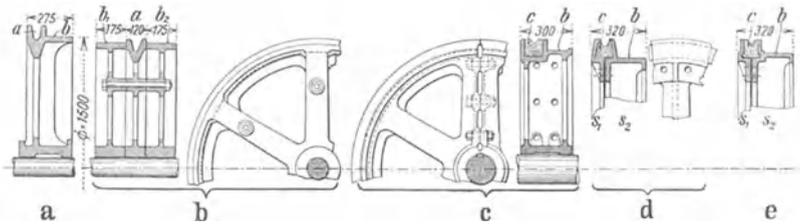


Abb. 621 a—e. Brems- und Treibscheiben der Maschinenfabrik Emil Wolff, Essen.

einbringen und auswechseln zu können. Abb. 621c zeigt, daß größere Brems-scheiben aus (2—4) Teilstücken zusammengesetzt werden können. In der Regel werden jetzt die stärker beanspruchten Scheiben aus Stahlguß hergestellt.

Bei flacher Lagerung finden für geringere Förderleistungen die sog. „fliegenden Bremsen“ Verwendung. Sie werden einfach mit Haken (Abb. 622a) oder Kette (Abb. 622b) an einen Stempel gehängt und im Abbau sowie beim Aufhauen von Überhauen und Bremsbergen benutzt. Bei der Bremseinrichtung nach Abb. 622a erfolgt die Bremsung durch den mittels des

<sup>1)</sup> Glückauf 1922, Nr. 19, S. 566; Wengeler: Laufbremse mit zwei vorgelegten Leitrollen.

Gegengewichts  $e$  selbsttätig niedergedrückten Winkelhebel  $d$ , der um den Bolzen  $g$  drehbar ist und mit Hilfe der Bänder  $h$  die in das Stahlband  $i$  eingeschraubten Bremsklötze  $f$  andrückt. Des Verschleißes der letzteren wegen sind in den Zugbändern  $h$  verschiedene Bolzenlöcher ausgespart. Die Eichhoffsche Bremscheibe nach Abb. 622b ist nicht fest verlagert, sondern kann mit Hilfe der Zugstange  $c$  durch den Bremshebel  $d$  angehoben werden. Der letztere dient hier also nicht zum Bremsen, sondern im Gegenteil zum Lüften der Bremse. Auf diese Weise wird erreicht, daß die Last selbst die Scheibe mit dem Bremskranz in das unten vorliegende Bremsband hineinzieht und so die bergpolizeiliche Forderung, daß die Bremse selbsttätig geschlossen sein soll, auch ohne Gegengewicht erfüllt wird.

Mittel zur Verlängerung und Verkürzung des Seiles bei Höher- oder Tieferlegung fliegender Bremsen sind auf S. 332 angeführt. Eine andere Möglichkeit ist noch die, daß man nach Abb. 623 mit Seil ohne Ende fördert und die Spannscheibe  $s$ , die mit der Schraubenspindel  $v$  und der zugehörigen Mutter an einem Querholz  $t$  verlagert wird, von Zeit zu Zeit höher rückt (s. die gestrichelte Stellung in der Abbildung). Wenn man die Scheiben  $a_2$  und  $s$  mehrrrillig

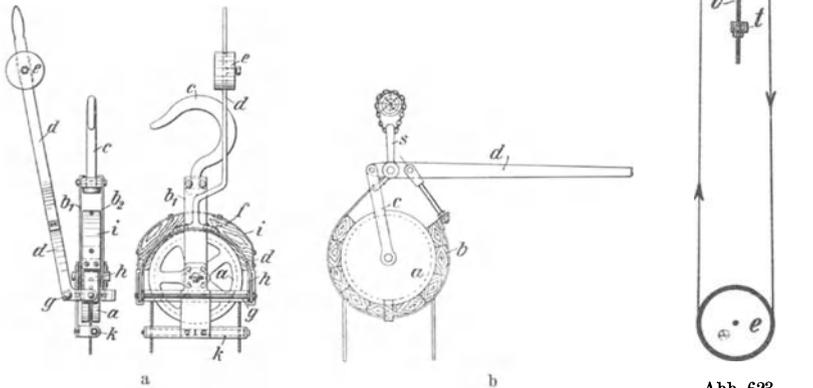


Abb. 622 a und b. Ausführungsbeispiele für fliegende Bremsen.

Abb. 623.  
Bremscheibe mit  
Verlängerungsvor-  
richtung.

macht, kann man größere Längen von Vorratseil zwischen ihnen unterbringen, ohne den Abstand beider Scheiben voneinander sehr groß machen zu müssen.

Die Bremsvorrichtung selbst wirkt meist nur auf die Scheibe, zuweilen außerdem auch auf das Seil. Die Bremse ist durchweg eine Band-, keine Backenbremse, d. h. es werden nicht lediglich 2 Backen wie bei Fördermaschinen an die Bremsfläche gedrückt, sondern diese wird, wie die verschiedenen Abbildungen zeigen, auf fast ihrer ganzen Erstreckung von einem eisernen Bande umgeben, das mit Hilfe einer Hebel-Übertragung angezogen oder gelockert werden kann. Nach Abb. 624 greift der Bremshebel  $k$  rechtwinklig zum Hebel  $h$  an, damit der Bremser seitlich stehen

kann und für den Fall eines Übertreibens u. dgl. gesichert ist. Zur Erhöhung der Reibung und Verringerung der Abnutzung wird das Bremsband mit Holzklötzen ausgefütert, die nach Verschleiß erneuert werden. Das Gegengewicht muß so angebracht sein, daß es die Bremse zu schließen bestrebt ist, so daß nur vermittelt einer besonderen Anstrengung des Bremsers gefördert werden kann.

Für wenig belastete Bremsvorrichtungen bei flacher Lagerung bieten die bereits besprochenen Abbildungen 622a und b Beispiele.

Bei der Bremsförderung kann durch Unachtsamkeit des Bremsers oder Schadhaftheit der Bremse leicht ein Übertreiben stattfinden, so daß der volle Wagen zu tief heruntergelassen wird. Da dadurch die Leute zu gefährlichen Hebungsversuchen im Bremsberge verleitet werden, so empfiehlt sich

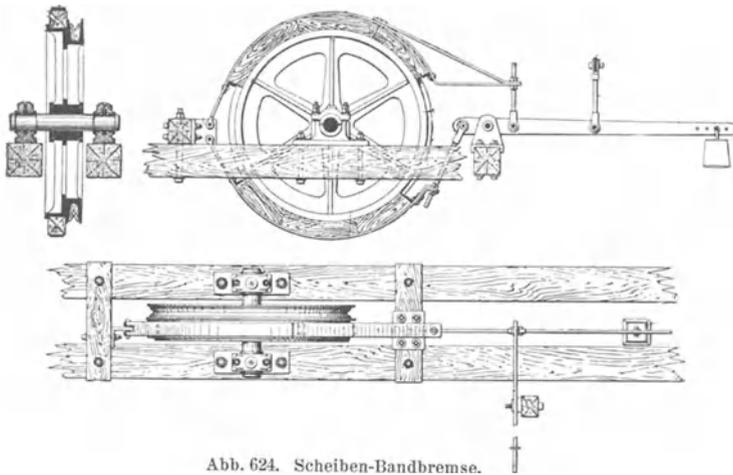


Abb. 624. Scheiben-Bandbremse.

bei steiler Lagerung die Verwendung von Bremsen mit innerem Zahnkranz, um das Gestell mittels des Zahnradvorgeleges wieder hochbringen zu können<sup>1)</sup>.

**147. — Bremsgestelle.** Die für die Gestellförderung benutzten Gestelle oder „Bremsböcke“ werden in einfacher Weise aus Holz oder Profileisen nach Abb. 625 zusammgebaut. Sie erhalten eine Bühne *b*, die in söhlicher Lage auf dem Rahmen *r* einerseits und der Stütze *s* anderseits ruht. Verschiedentlich hat man Gestelle eingeführt, bei denen für die verschiedenen, auf der Grube vorkommenden Fallwinkel der einheitlichen Herstellung wegen eine und dieselbe Gestellform benutzt und die Anpassung an das Einfallen durch Beweglichkeit der Bühne ermöglicht wird. Ein solches Gestell ist das in Abb. 626 dargestellte Koepesche, bei dem die Bühne in einem Ringrahmen *a* verlagert ist und mit diesem gedreht werden kann; der Rahmen wird in der jeweiligen Stellung mittels Bolzen in einer Ausbuchtung des Gestellrahmens *b* festgehalten.

Wichtig sind die bei der Gestellförderung angewandten Mittel zur Raumersparnis und demgemäß zur Verringerung der Anlage- und Unter-

<sup>1)</sup> Abb. s. in den früheren Auflagen dieses Bandes.

haltungskosten des Bremsberges. Diese Raumersparnis kann der Höhe nach zunächst durch ein Kröpfen des Rahmens zwischen den Rädern nach unten hin erzielt werden, wie es Abb. 626 zeigt. Ein anderes Mittel ist das Anbringen der Achslager oberhalb statt unterhalb des Rahmens (vgl. Abb. 625); diese Bauart bietet aber den Nachteil, daß die Lagerschrauben den ganzen Druck aufnehmen müssen.

Die Begegnung des Gestelles mit dem unterlaufenden Gegengewicht kann, wenn unter dem Gestell zwecks Verringerung der Höhe zu wenig Raum für das Gegengewicht gelassen ist, durch Hochführen der Gestellschienen oder entsprechendes Senken der Schienen für das Gegengewicht ermöglicht werden<sup>1)</sup>.

In mächtigeren Lagerstätten, in denen der Höhe nach genügend Raum vorhanden, dagegen des Gebirgsdrucks wegen in der Breite auf Ersparnis

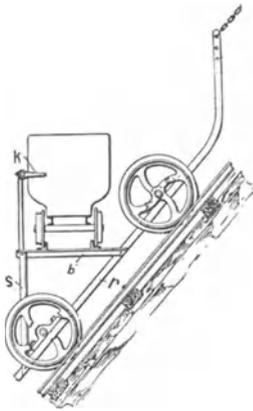


Abb. 625. Eisernes Bremsgestell.

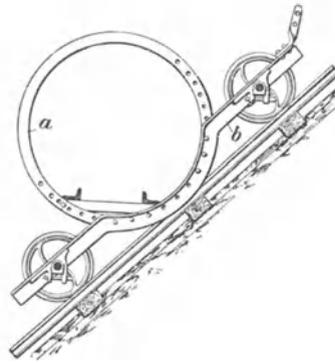


Abb. 626. Bremsgestell nach Koepe mit verstellbarer Bühne.

zu sehen ist, kann eine Drehscheibe auf dem Gestell angebracht werden, die es ermöglicht, den Wagen im Bremsberg quer zur Fallrichtung zu stellen, so daß der Bremsberg nur nach der Breite des Wagens bemessen zu werden braucht<sup>1)</sup>.

148. — Gegengewichte. Während bei Wagenbremsbergen das Gegengewicht durch einen entsprechend belasteten Förderwagen gebildet werden kann, sind bei Gestellbremsbergen besonders gebaute Gegengewichte erforderlich, die, da sie unter den Gestellen hindurchgeführt werden müssen, sowohl der Breite als auch der Höhe nach möglichst zu beschränken sind, dafür aber entsprechend länger ausgeführt werden können. Ihre Belastung erfolgt zweckmäßig, um eine und dieselbe Bauart eines Gegengewichtes im Massenbetrieb herstellen und für verschiedenartige Gestellgewichte benutzen zu können, in der Weise, daß nach Bedarf eine gewisse Anzahl von Gewichten eingelegt werden kann. Das Gegengewicht nach Abb. 627 besteht aus Gußeisen, ist aus 2 Teilen  $a_1, a_2$  zusammengeschaubt und bietet in seinen Hohlräumen Platz für die Belastung mit Steinen oder Eisenteilen. Die

<sup>1)</sup> Näheres s. in den früheren Auflagen dieses Bandes.

Gabel *c* dient als selbsttätiger Fänger im Falle eines Seilbruchs, sie fällt dann nieder und faßt hinter die nächste Schwelle (vgl. auch die Besprechung der Fangvorrichtungen in Ziff. 168).

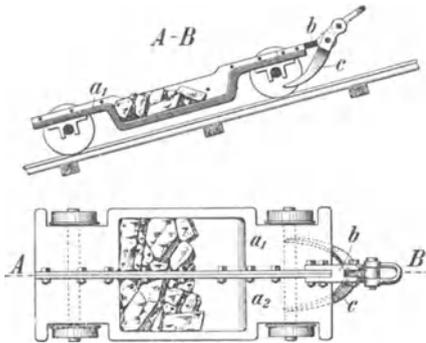


Abb. 627. Gegengewicht aus Gußeisen.

#### 149. — Seigere Bremsschächte.

**Allgemeines.** Seigere Bremsschächte haben vor den Bremsbergen zwei wichtige Vorzüge voraus, nämlich 1. bedeutend höhere Förderleistung, weil einerseits der Weg durch die Senkrechte abgekürzt wird und andererseits wegen des Fehlens von rollenden Teilen mit bedeutend größerer Geschwindigkeit gefördert werden kann; 2. Verringerung der Unterhaltungskosten, die sowohl durch den geringeren Gebirgsdruck als auch durch den Wegfall des

Verschleißes von Rädern, Schienen und Achsen ermöglicht wird.

Der seigere Bremsbetrieb wird, da er sich für die Wagenförderung aus Abbaubetrieben oberhalb der Hauptsohle als naturgemäße Lösung ergibt, auch heute noch in großem Umfange angewandt, und zwar besonders bei steiler Lagerung. Jedoch ist die Zahl der nur mit Bremseinrichtung versehenen Stapelschächte stark zurückgegangen, da man diese in der Regel, um die Bergförderung zu ermöglichen, mit einem Haspel ausrüstet, so daß nach Bedarf abwechselnd mit Brems- und Haspelbetrieb gearbeitet werden kann.

Müssen Zwischenanschlänge bedient werden, wie das beim Gruppenbau (vgl. Bd. I, 6. Aufl., 4. Abschn., Ziff. 37 u. f.) die Regel ist, so werden die Bremsberge meist mit eintrümmiger Förderung versehen. Zweitrümmige Förderung ist zunächst nur angebracht, wenn lediglich zwischen zwei Punkten gefördert werden soll, also z. B. bei dem unteren von zwei übereinanderstehenden Stapelschächten, der die Gesamtförderung des oberen abzuführen hat. Jedoch kann bei langsamerer Führung des Abbaues dieser auch so geregelt werden, daß nur jeweils der oberste Anschlag zur zweitrümmigen Förderung nach unten benutzt und die Brems Scheibe mit dem Vorschreiten des Abbaues nach unten hin allmählich tiefer gelegt wird.

**150. — Einrichtung seigerer Bremsschächte im einzelnen.** Seigere Bremsschächte werden meistens für flotte Förderung eingerichtet und müssen daher in ihrer Ausrüstung der starken Belastung angepaßt werden. Die Bremsvorrichtung, als welche in der Regel eine Scheibenbremse aus Stahl Verwendung findet, wird hier besonders stark beansprucht: einerseits zieht das Fördergewicht mit seinem vollen Betrage, und andererseits werden in der Regel durch seigere Bremsschächte wesentlich größere Fördermengen heruntergebremst als durch tonnläge Bremsberge. Die Bremse muß daher besonders widerstandsfähig gebaut und mit ausreichend großen Bremsflächen versehen werden (vgl. Abb. 621 b auf S. 526). Auch gegen die Brandgefahr ist Vorsorge zu treffen, da hier in besonderem Maße ein Heißlaufen des Bremsbandes und -kranzes zu befürchten ist und Bremskammern wegen ihrer erschwerten Zugänglichkeit als Brandherde besonders gefährlich sind. Ein Mittel gegen

dieses Heißlaufen ist zunächst die schon erwähnte Vergrößerung der Bremsfläche, durch die sowohl die Reibung und die erzeugte Wärme auf eine größere Fläche verteilt werden kann als auch die Möglichkeit gegeben ist, abwechselnd einige Zeit den einen und dann den anderen Bremskranz zu benutzen. Auch hat man verschiedentlich zu dem Mittel der dauernden Berieselung der Bremsfläche und inneren Wasserkühlung von Bremskranz und Achse gegriffen. (Vgl. auch den Abschnitt „Grubenbrände“ weiter unten.)

Neuerdings hat sich die Verwendung feuersicherer Stoffe für Bremsklötze und als Futter für die Ausfütterung von Bremsbändern durchgesetzt, namentlich seit für den Ruhrkohlenbergbau das Oberbergamt Dortmund Feuersicherheit der Bremsstoffe zur Bedingung gemacht hat. Gußeisen hat sich allerdings wegen der geringen Reibung und der Funkengefahr nicht behaupten können, dagegen hat man Asbestgewebe, feuersicher getränkte Stoffe u. dgl. hergestellt, die mit einem genügenden Widerstande gegen Erwärmung bis auf mehrere hundert Grad die erforderliche mechanische Festigkeit verbinden und deren Reibungsziffer nicht nur ausreicht, sondern auch unter der Einwirkung der Erwärmung sowie durch Ölaufnahme nicht wesentlich abnimmt.

Die Deutsche Ferodo-Gesellschaft Töpken & Co. in Berlin-Mariendorf vertreibt unter der Bezeichnung „Ferodo-Fibre“ ein durch Tränkung gehärtetes und feuersicher gemachtes Baumwollgewebe und unter dem Namen „Ferodo-Asbest“ ein mit Metallfäden durchwirktes Asbestgewebe, das getränkt und gehärtet wird. Die von den Kirchbach-Werken in Coswig bei Dresden gelieferte „Jurid“-Masse besteht aus verschiedenen Lagen von gummiertem Baumwollgewebe, das nach einem besonderen Verfahren gepreßt und gehärtet wird. Die Firma Th. Küper & Söhne in Bochum stellt ein aus langfaserigem Asbest mit Messingfäden bestehendes Gewebe her<sup>1)</sup>.

Auch Gummimasse ist mit Erfolg angewandt worden; erwähnt sei das von Fr. Wehmer in Bochum gelieferte „Para-Gertrol“. Derartige Beläge werden allerdings in der Beschaffung teuer, halten aber sehr lange und wirken außerdem vorteilhaft durch ihre Elastizität, die für die Seil- und Bremscheiben sowie für das Seil selbst die beim Bremsen eintretenden Stoßbeanspruchungen erheblich abschwächt.

Die Befestigung der Beläge erfolgt durch Niete, deren Köpfe gemäß Abb. 628 tief eingesenkt werden, um genügenden Spielraum für den Verschleiß zu lassen. Abb. 628a zeigt die Befestigung für dickere, Abb. 628b diejenige für dünnere Beläge.

Auch das Gleiten des Seiles in der Nut der Bremscheibe muß bekämpft werden. Hanfseileinlagen, wie sie früher allgemein gebräuchlich waren, sind feuergefährlich und für den Ruhrbezirk neuerdings gleichfalls von der Bergbehörde verboten worden. Man verwendet daher heute die bereits erwähnten feuersichereren Ausfütterungen. Wegen der anderen gegen den Seilrutsch gebotenen Möglichkeiten wird auf die Ausführungen über Haspelschächte (Ziff. 160) verwiesen.

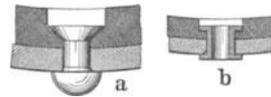


Abb. 628 a und b. Befestigungs-nieten für Ferodo-Beläge.

<sup>1)</sup> Näheres s. Bergbau 1930, Nr. 15, S. 220 u. f.; Maercks: Asbest-Bremsbänder.

Das Seilgewicht wird bei größeren Förderhöhen zweckmäßig durch ein Unterseil ausgeglichen, das die Belastung während des Treibens gleichmäßiger gestaltet und dadurch die Bremsarbeit erleichtert. Allerdings ist die Bedeutung des Unterseils für Scheibenbremsen bei den für die Bremsförderung in Betracht kommenden „negativen Lasten“ anders zu bewerten als bei der Aufwärtsförderung. Das Unterseil steigert zu Beginn des Treibens das Übergewicht auf der einen Seite und erhöht dadurch die Gefahr des Seilrutsches. Andererseits wirkt es diesem aber auch wieder durch die größere Gesamtbelastung, die es herbeiführt und die den Reibungsdruck erhöht, in gewissem Maße entgegen.

Die Fördergestelle und ihre Führungen bieten gegenüber den für Haspelschächte üblichen keine Besonderheiten.

Eine Gefäßförderung (s. Ziff. 156) zeigt Abb. 629<sup>1)</sup>. Die Beschickung erfolgt am oberen Anschlag durch das Streckenförderband *A*, das in den Bunker *a* austrägt, an den eine Schurre *b* anschließt, die durch eine (nicht mitgezeichnete) Preßluftsteuerung *c* unter gleichzeitiger Öffnung eines Verschlussschiebers in Kreissegmentform in die gestrichelt gezeichnete Stellung vorgeschoben und über den oberen Rand des Gefäßes *c*<sub>1</sub> gebracht wird. Am unteren Anschlag wird durch Druck gegen den Druckbügel *d*<sub>2</sub>, der durch eine mit Hilfe des Druckluftzylinders *e* vorgeschobene Druckrolle ausgeübt wird, der Kübel *c*<sub>2</sub> über seinen Boden hinausgeschoben und dadurch seine untere Öffnung freigegeben, so daß sein Inhalt in den Bunker *f* entleert und aus diesem durch das Querband *g* in den Förderwagen ausgetragen wird. Die Abbildung läßt auch das den Förderwagen oberhalb der Sohle ausschaltende Zusammenwirken von Band- und Bremsschachtförderung erkennen.

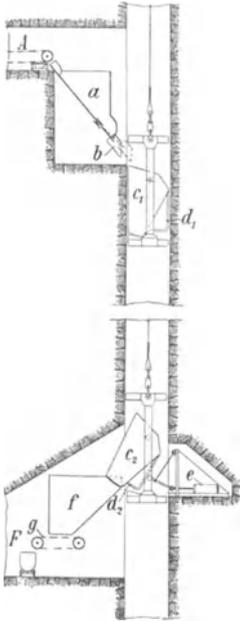


Abb. 629. Zweitrümmige Gefäßförderung in einem Blindschacht auf Zeche Rheinpreußen.

Das bei einrümiger Förderung erforderliche Gegengewicht besteht in der Regel aus einem

langgestreckten, schmalen Eisenrahmen mit der erforderlichen Belastung und kann in einem schmalen Seitentrumm neben der Längs- oder Schmalseite des Fördertrumms untergebracht werden.

151. — Hochfördern von Versatzgut in Bremsbergen und Bremschächten. Man kann durch verschiedene Kunstgriffe das beim Bremsbetrieb ausgenutzte Übergewicht der Nutzlast auch zum Hochfördern von Versatzbergen ausnutzen. Es leuchtet aber ein, daß dabei darauf verzichtet werden muß, das dem Kohlegewicht entsprechende Gewicht an Bergen auf die Höhe, von der die Kohlenwagen kommen, zu bringen. Es muß also entweder ein Gewichtsüberschuß der Kohlenwagen künstlich hergestellt werden, oder es können die Bergewagen nur auf eine geringere Höhe gefördert werden.

<sup>1)</sup> S. Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1929, S. B 32; Versuche und Verbesserungen.

Am einfachsten liegt der Fall bei der Förderung mit Seil oder Kette ohne Ende, wo bei nicht zu schwacher Neigung das überschüssige Gewicht ausreicht, um eine beschränkte Anzahl von Bergewagen auf der Seite der leeren Wagen mit hochzuziehen. Bei Förderung mit offenem Seile verringert man meist die Zahl der gleichzeitig zu fördernden Bergewagen im Vergleich zur Anzahl der Kohlenwagen, am einfachsten in der Weise, daß man durch je 2 mit Kohlen beladene Wagen einen leeren und einen Bergewagen ziehen läßt. Bei Wagenbremsbergen bedarf es dazu keiner besonderen Einrichtungen, abgesehen von der notwendigen Verstärkung der Brems Scheibe und ihrer Verlagerung. Daher ist dieses Förderverfahren besonders für flache Lagerung geeignet und empfiehlt sich namentlich für den schwebenden Strebau, bei dem die Beschaffung fremder Berge auf andere Weise schwierig ist.

Bei Gestellbremsbergen sind für diesen Fall die bei der Haspelförderung (s. unter Ziff. 156) zu behandelnden Doppelgestelle für 2 Wagen neben- oder übereinander erforderlich.

Ein besonders in Gebirgsländern öfter angewandtes Hilfsmittel stellt die Förderung mit Wasserkästen dar, bei der das Gewicht der Nutzlast um das Gewicht eines in einem Behälter mit abgebremsten Wasservorrats vergrößert wird, der unten selbsttätig ausläuft, worauf der Wasserkasten leer zurückgeht<sup>1)</sup>.

152. — Die Preise von Bremsen, wie sie beispielsweise von der Gewerkschaft Eisenhütte Westfalia in Lünen, von der Maschinenfabrik A. Beien G. m. b. H. und von der Theresienhütte in Tillowitz i. Schl. geliefert werden, belaufen sich für Laufbremsen mit 450—750 mm  $\varnothing$  etwa auf 120—200  $\mathcal{M}$ , für Scheibenbremsen mit 800—1200 mm  $\varnothing$  etwa auf 350—520  $\mathcal{M}$  und für Trommelbremsen mit 300—1000 mm  $\varnothing$  und 500 bis 600 mm Breite etwa auf 250—950  $\mathcal{M}$ .

### b) Rolloch- oder Bunkerförderung.

153. — Bedeutung der Rollochförderung. Die Rollochförderung kann als die älteste und einfachste Abwärtsförderung bezeichnet werden. Ihrer Verwendung beim Auffahren von Aus- und Vorrichtungsbetrieben und beim Abbau, die im Erzbergbau erheblich ist und in früheren Zeiten auch im Steinkohlenbergbau großen Umfang erreicht hat, ist bereits im Bd. I (4. Abschnitt) gedacht worden. Hier ist sie noch insoweit zu behandeln, als sie in den laufenden Förderbetrieb eingeschaltet wird.

Die Rollochförderung kommt im Steinkohlenbergbau für das Abfordern der Kohlen aus den Abbaubetrieben und für das Zuführen der Versatzberge zu diesen in Betracht. Ihre Vorzüge bestehen in ihrer Einfachheit und Billigkeit und in der Speicherfähigkeit der Rollöcher, die einen erwünschten Ausgleich für Betriebschwankungen zu schaffen gestattet, sowie in ihrer Unabhängigkeit vom Förderwagen, die der Einführung der Band- und Rutschenförderung in den Streckenbetrieb oberhalb der Hauptsohle Vorschub leistet. Nachteile sind: die Verstopfungsgefahr, die erschwerte Lohnberechnung, wenn die Hauer nach Wagen bezahlt werden, und die Zerkleinerung des Fördergutes, die sich im Steinkohlenbergbau unliebsam bemerklich macht. Von

<sup>1)</sup> Näheres s. in den früheren Auflagen dieses Bandes.

diesen Nachteilen ist heute hauptsächlich nur der letztgenannte noch bestehen geblieben. Die Zerkleinerung tritt einmal durch den Stürzvorgang in Gestalt des Zerschlagens von Stücken ein, außerdem aber auch durch den Abrieb infolge der Kantenpressungen des Fördergutes, die mit wachsender Höhe des Rolloches zunehmen; dieser Kantenabrieb ist ungünstiger, da er mehr Fein- und Staubkohle liefert. Die Zerkleinerung wirkt auch auf die Speicherfähigkeit nachteilig zurück. Denn diese ist auf der Beschickungsseite nur dann vorhanden, wenn das Rolloch nur teilweise gefüllt gehalten wird, wodurch aber die Sturzhöhe entsprechend zunimmt; für die Entleerungsseite dagegen wächst die Speicherwirkung mit zunehmender Füllung des Rollochs, gleichzeitig damit aber auch der Druck und die Kantenpressung im Fördergut. Dagegen ist die Verstopfungsgefahr heute, wo man im Bunker- und Silobau große Erfahrungen gesammelt hat, bedeutend verringert, und die Schwierigkeit der Lohnberechnung spielt für den Langfront-Abbau, der ohnehin das Zusammenfassen größerer Kameradschaften unter eine Kohlennummer mit sich bringt, keine Rolle mehr.

Da hiernach alles in allem die Vorzüge die Nachteile bei einigermaßen für die Rollochförderung günstigen Verhältnissen überwiegen, so hat sie neuerdings wieder in wachsendem Umfange Verwendung gefunden.

**154. — Ausbau und Ausrüstung der Rollöcher.** Über den Ausbau der Rollöcher ist bereits im Bd. I gesprochen worden; er muß sich den Beanspruchungen, die insbesondere durch die Härte, das spezifische Gewicht und die Stückgröße des Fördergutes entstehen, anpassen. Heute wird vielfach eine Auskleidung des Rollochs mit Eisenblech angewandt, um die Reibungs- und damit die Verstopfungsgefahr möglichst herabzudrücken.

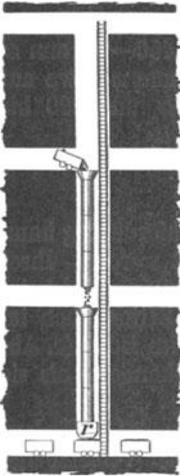


Abb. 630. Rollochbetrieb mit geschlossenen Rutschen und Zwischenanschlag.

Die Beschickung erfolgt in bekannter Weise durch Kopf- oder Kreiselwipper und bietet keine Besonderheiten. Nur muß, wenn mit großen Stücken eines Fördergutes gerechnet werden muß, für Abkleidung durch einen Gitterrost gesorgt werden, der die Stücke zurückhält und nach Bedarf ihre Zerkleinerung gestattet. Soll das Rolloch auch von Zwischenanschlägen aus beschickt werden, so ist Unterbrechen der Auskleidung und Einschalten von Zwischentrichtern gemäß Abb. 630 erforderlich.

Besondere Sorgfalt ist auf die zweckmäßige Ausbildung des Auslaufs am unteren Ende zu verwenden. Hier sind zunächst offene und geschlossene Rollen zu unterscheiden. Bei den offenen Rollen wird das Fördergut durch Kratzen oder durch Verschieben von Rundhölzern, die den unteren Abschluß bilden, in den Wagen entleert. Ein Beispiel gibt der in Abb. 631 dargestellte Ladetisch, wie er für den Schräg- und Firstenbau verwandt wird. Eine neuzeitliche Ausbildung des Verschlusses für offene Rollen stellt der aus Abb. 636 auf S. 539 ersichtliche Verschuß durch ein Querförderband dar. — Geschlossene Rollen müssen zur Entlastung des Bodenverschlusses einen schrägen Auslauf („Füllschnauze“) erhalten. Für

den Verschluß genügt bei geringen Förderhöhen ein einfacher Schieber, der sich in einem steil geneigten Schlitz bewegt. Größere Förderhöhen und Förderleistungen machen aber eine Verschlußeinrichtung erforderlich, die nicht nur möglichst leicht und gefahrlos zu betätigen ist, sondern auch beim Schließen den Strom des Fördergutes rasch und sicher abzuschneiden gestattet. Ein Beispiel gibt der einfache Hebelverschluß nach Abb. 632.

Für Bunker, an die besonders große Ansprüche gestellt werden, genügen aber auch diese Verschlüsse nicht; hier werden maschinell betriebene Einrichtungen erforderlich.

Abb. 633 veranschaulicht den von der Skip-Co. in Essen entworfenen Verschluß eines Stapelbunkers auf Zeche Dahlbusch. Der Bunker wird durch das frühere Fahrtrumm *c* gebildet, das mit Holz mit einem Eisenblechbelag ausgekleidet wurde, und ist 30 m hoch. Der Auslauftrichter *a* ist selbständig durch ein Profileisengerüst abgestützt.

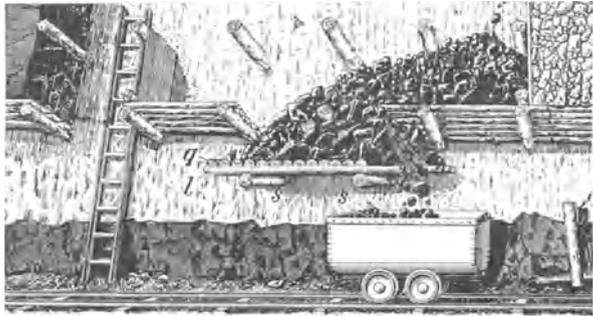


Abb. 631. Ladetisch für Schräg- und Firstenbaubetriebe.

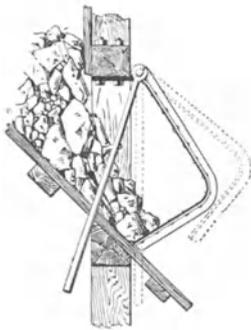


Abb. 632. Hebelverschluß für Stürzrollen.

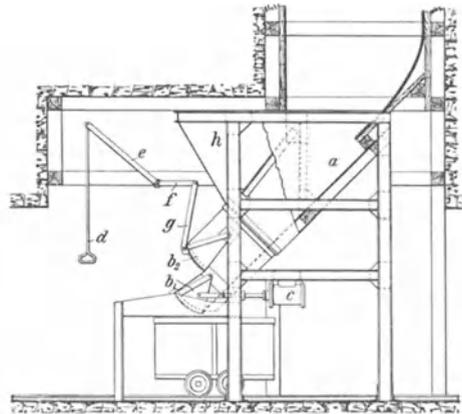


Abb. 633. Bunkerverschluß mit Bogenschiebern und Preßluftbetätigung.

durch 2 Drehschieber  $b_1$   $b_2$  verschlossen gehalten, von denen der untere ( $b_1$ ) mittels Fußhebels durch einen Preßluftzylinder *c*, der obere ( $b_2$ ) mittels des Handhebelwerks *defg* bedient wird, und zwar vermittelt  $b_1$  den Auslaß für gewöhnlich, während  $b_2$  für den Durchgang der groben Stücke dient. Der nach oben offene Raum *h* über dem Auslauf ermöglicht ein Ausweichen des Förder-

gutes nach oben und verhindert dadurch eine Stauung durch Brückenbildung grober Stücke.

Ein Verschuß, der in der Bunkerachse angebracht ist, wird durch Abb. 634 veranschaulicht. Der Bunker *B* wird durch die beiden auf Rollen laufenden Bodenschieber  $a_1 a_2$  verschlossen gehalten, die mittels der in dem Preßluftzylinder  $b_1 b_2$  laufenden Kolben bewegt werden; letztere werden durch abwechselnde Verbindung der Preßluftleitung 1 mit den Zweigleitungen 2—4 gesteuert. Die Seitenwangen *c* verhindern das seitliche Abrutschen von Fördergut.

Um die einzelnen Wagen eines Zuges in rascher Folge unter dem Verschuß entlang führen zu können und dabei Verluste durch vorbeifallendes Fördergut zu vermeiden, werden seitlich angeschlossene Füllschnauzen zweckmäßig in der Längsrichtung der Wagen angeordnet und diese durch übergehängte Bleche miteinander verbunden. Am einfachsten und raschesten

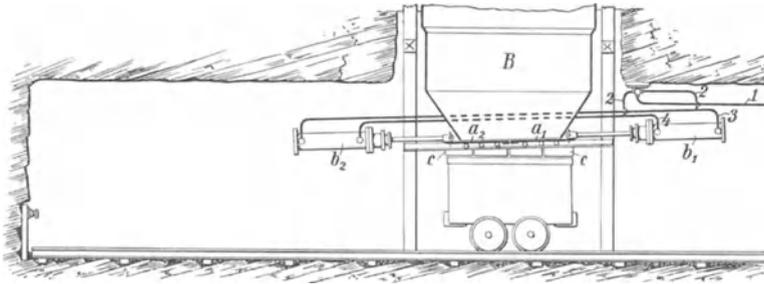


Abb. 634.

Bunkerverschuß der Zeche Rheinpreußen mit Doppelschieber und Preßluftbetätigung.

erfolgt die Beladung, wenn der Schlepper mit dem Fuße eine Fernsteuerung für einen Schlepperhaspel betätigt und so den Zug in kleinen Gruppen sich fortbewegen läßt oder wenn dieser auf einer schiefen Ebene steht und der Schlepper mit dem Fußhebel die Bremse nach Bedarf lüftet.

155. — **Stützrollen zwischen Tagesoberfläche und Grubenbauen.** Da der Blasversatz (Ziff. 48 u. f.) die Zuführung größerer Versatzmengen erfordert, andererseits das Versatzgut von groben Stücken frei sein muß und sich daher auch für die Seigerförderung in Rohren eignet, so haben neuerdings verschiedene Gruben wieder den im 1. Bd. dieses Werkes<sup>1)</sup> erwähnten Weg beschritten, das Versatzgut gleich von der Tagesoberfläche aus nach vorherigem Absieben der groben Stücke durch eine Rohrleitung abzustürzen. Wichtig ist dabei, daß der Durchmesser der Rohrleitung nicht zu groß genommen wird, damit Störungen durch mitgerissene Luft vermieden werden. Abb. 635 zeigt eine auf der Schachtenanlage Sterkrade der Gutehoffnungshütte in Betrieb genommene Anlage, die auf Grund guter Erfahrungen, die man auf den Pattberg-Schächten der Zeche Rheinpreußen mit einer ähnlichen Einrichtung gemacht hatte, ausgeführt worden ist. Die Rohrleitung *R* von 250 mm l. W. besteht (Abb. 635 d) aus Muffenrohren von

<sup>1)</sup> 6. Auflage, S. 457.

rund 4 m Länge, die auf Schellenbändern  $s_1$  ruhen, die ihrerseits zur Hälfte eingemauert sind. Um den Ausbau eines verstopften Rohrstücks zu ermöglichen, ist bei jedem zehnten Rohr eine Unterbrechungstelle von 100 mm Höhe vorgesehen, die durch ein Paßstück  $p$  ausgefüllt und durch ein Schellenband  $s_2$  überbrückt ist. Durch die Rohrleitung fallen die Berge zunächst 300 m tief bis zur 1. Sohle und gelangen von dort in den schrägen Schurren-

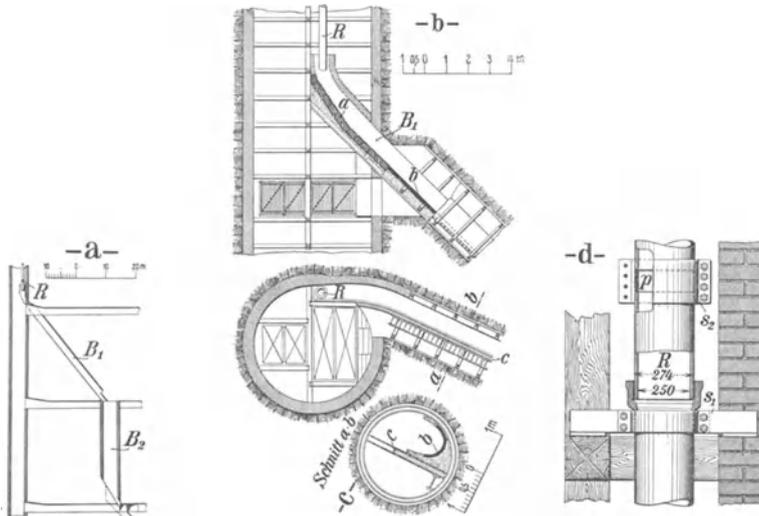


Abb. 635 a—d. Schacht-Stürzleitung mit Anschluß-Schurre und Bunker.

Querschlag  $B_1$ , der sie in den von der 2. bis zur 3. Sohle reichenden Bunker  $B_2$  führt, aus dem sie in Förderwagen abgezogen werden. Der Anprall auf der 1. Sohle wird durch ein Bett aus großen Basaltblöcken  $a$  in Betonlagerung aufgenommen, die von einem Rost von Stahlschienen getragen werden. Die daran anschließende Rinne (mit halbkreisförmigem Querschnitt) ist durch Gußplatten aus Schmelzbasalt gebildet und, wie Abb. 635 c erkennen läßt, in der einen Hälfte des Querschlags  $B_1$  untergebracht, dessen andere Hälfte durch eine Mauer  $c$  abgetrennt und als Fahrabteilung eingerichtet ist.

## B. Aufwärtsgehende Förderung.

156. — Anwendungsgebiet. Förderverfahren. Die Aufwärtsförderung kann zunächst eine Schräg- oder eine Seigerförderung sein.

Schrägförderung kommt für die Kohlenförderung aus Abhauen im Unterwerksbau und für die nach oben gerichtete Kohlen- und Bergförderung in Überhauen und ansteigenden Gesteinstrecken oder -querschlägen in Betracht. Sie kann eine Wagen- (Pendel-) oder eine Band- (Strom-) Förderung sein. Die Wagenförderung kann mit einzelnen Wagen erfolgen und bietet dann gegenüber der Streckenhaspelförderung nur die Besonderheit, daß bei eintrümmiger Haspelförderung für das Herabfördern des leeren Wagens der

Bremsbetrieb genügt und daher die besondere lösbare Kuppelung der Haspeltrommel oder -scheibe mit dem Motor (vgl. Abb. 539 auf S. 449) hier den Zweck hat, den Haspel als Bremse laufen zu lassen. Das Gegengewicht muß schwerer bemessen werden als bei eintrümmiger Bremsförderung<sup>1)</sup>, weil der aufwärtsgehende Wagen mit seinem stärkeren, durch das Gegengewicht zu überwindenden Reibungswiderstand hier voll, bei der Bremsförderung dagegen leer ist. Erfolgt der Betrieb wegen stärkeren Gebirgsdrucks, der zu schmalem Auffahren der Förderwege nötigt, und wegen geringer Förderansprüche einleisig, so fällt ein Gegengewicht aus, und der Haspel muß, da er nicht durch dieses entlastet wird, stärker ausgeführt werden.

Eine besondere Form der Schrägförderung ist diejenige mit ganzen Zügen. Sie hat neuerdings Bedeutung gewonnen für die zahlreichen Fälle, in denen infolge einer Zusammenfassung benachbarter Gruben zu einer einheitlichen Großförderanlage Höhenunterschiede zwischen den in verschiedenen Höhen aufgefahrenen Sohlen der einzelnen Betriebsabteilungen überwunden werden müssen. Ein Gesenk würde in solchen Fällen, da es sich um eine Förderung von 100 t/h und mehr handelt, teuer werden und größeren Lohnaufwand erfordern, da oben und unten Anschläger erforderlich würden und die Lokomotivzüge jedesmal oben aufgelöst und unten wieder zusammengestellt werden müßten; außerdem würde es immer eine geknickte und daher unvollkommene Verbindung zwischen den verschiedenen Grubenabteilungen darstellen. Eine schräge Hochförderanlage der geschlossenen Lokomotivzüge dagegen löst die Aufgabe günstiger. Solche Förderanlagen sind neuerdings im Ruhrbezirk verschiedentlich von der Gesellschaft für Förderanlagen Ernst Heckel m. b. H. und der Maschinenfabrik Hasenclever ausgeführt worden; das Ansteigen der Bahn beträgt etwa 1:15 bis 1:12.

Die Bandförderanlage in Schrägstrecken aufwärts bietet gegenüber derjenigen in söhligem Strecken keine Besonderheiten; nur muß der Antrieb entsprechend stärker gewählt werden. Für stärkeres Einfallen finden Plattenbänder mit eingehängten Bremsklappen Verwendung.

In seigeren Blindschächten ist zunächst zwischen der ein- und zweitrümmigen Förderung zu unterscheiden. Die eintrümmige Förderung kommt (vgl. die Berechnung auf S. 330, Ziff. 2) in erster Linie für geringere Leistungen in Betracht; doch kann ihre Leistung durch Übergang zur Kübelförderung oder durch Verwendung von Fördergestellen mit 2 Wagen gesteigert werden. In letzterem Falle bieten 2 Wagen übereinander gegenüber 2 Wagen nebeneinander die Möglichkeit, mit geringerem Querschnitt auszukommen, verlangen aber mehr Zeit für den Wagenwechsel. Ferner ist die eintrümmige Förderung der gegebene Weg für die Bedienung von Zwischenansschlägen. In den letzten Jahren haben aber die durch den rascheren Abbaufortschritt gesteigerten Ansprüche an die Leistungsfähigkeit der Blindschächte zu dem Bestreben geführt, auch bei der größeren Zahl von Zwischenansschlägen, wie sie der Gruppenbau mit Ortsquerschlägen mit sich bringt, zweitrümmige Förderung durch Anwendung verschiedener Hilfsmittel (s. Ziff. 162) zu ermöglichen.

---

<sup>1)</sup> S. den auf S. 517 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von W. Weih, S. 305.

Die Kübel- oder Gefäßförderung, die neuerdings für eine Anzahl von Blindschächten Anwendung gefunden hat<sup>1)</sup>, ist ein Förderverfahren, bei dem nicht die Förderwagen selbst, sondern nur ihre Mineralfüllungen gefördert werden. Daraus ergibt sich der Vorteil einer erheblichen Verringerung der am Seile hängenden und vom Haspel mit zu beschleunigenden Totlast, einer weitgehenden Freiheit in der Wahl des Schachtquerschnitts, einer großen Betriebs- und Unfallsicherheit infolge des Fortfalls des Wagenwechsels bei jedem Treiben und einer weitgehenden Steigerung der Förderleistung (vgl. unten, Ziff. 166). Wichtig ist außerdem, daß die Gefäßförderung dem verschiedentlich erwähnten Bestreben entgegenkommt, den Förderwagen oberhalb der Sohle nicht mehr zu verwenden; die Gefäße können in einfachster Weise mittels einer Band- oder Rutschenförderung beschickt werden und auf eine solche austragen.

Nachteilig ist andererseits bei der Gefäßförderung, daß sie sich nicht ohne weiteres, wie die Gestellförderung, für Hin- und Rückförderung, d. h. für Förderung von Kohlen in der einen und von Versatzbergen in der anderen Richtung, eignet, da jedesmal eine verschiedene Höheneinstellung zwischen Gefäß und Anschlag erforderlich wird. Ferner ist die Durchführung der Seilfahrt, die heute für Blindschächte wichtig geworden ist, bei der Gefäßförderung schwieriger.

Die Gefäße hängen in der Regel in einem Profileisenrahmen, der sich in der bei der Gestellförderung üblichen Weise im Schacht führt und das Anhängen eines Unterseils gestattet. Sie werden entleert durch Kippen oder durch Verschieben gegen einen Bodenverschluß oder durch Betätigung einer Bodenschieberklappe. Abb. 636 zeigt eine Förderanlage mit Kippkübel *a*, der im Rahmen *b* um das Gelenk *c* drehbar aufgehängt ist und dadurch zum Kippen gebracht wird, daß die an ihm angebrachte Rolle *d* am oberen Anschlag in eine Schleifenführung *e* einläuft. Der Kübelinhalt wird in den Zwischenbunker *f* entleert, aus dem das Band *g* ihn nach den seitlich vorbeilaufenden Förderwagen hin abführt (vgl. dazu auch Abb. 674 auf S. 567).

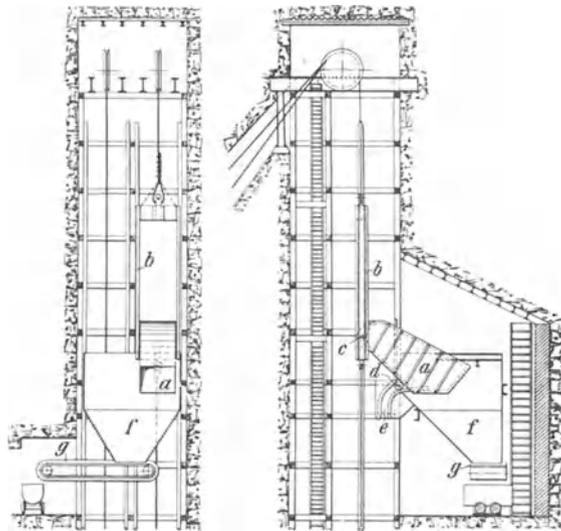


Abb. 636. Gefäßförderanlage auf Zeche Hugo bei Holten.

<sup>1)</sup> S. Bergbau 1930, Nr. 14, S. 199 u. f.; Dr.-Ing. Fr. Herbst: Die heutige Bedeutung der Stapelschachtförderung unter besonderer Berücksichtigung der Gefäßförderung.

Dieser Bandaustrag bietet den Vorteil, daß keine weitere Höhe (wie bei schrägen Schurren) verlorengeht und durch die Querbewegung des Bandes unter dem unten offenen Bunker hinweg Brückenbildung im Bunker und damit die Gefahr der Verstopfung vermieden wird.

157. — Die Führung der Gestelle und Gefäße im Schacht muß den wegen des Abbaudruckes unvermeidlichen Bewegungen des Schachtes Rechnung tragen. Die Führung nach Abb. 637<sup>1)</sup> ist nachgiebig gestaltet; der auf den Einstrich geschraubte Schuh *a* trägt eine mittels der Schraube *b* zu spannende Feder, gegen die sich der die Spurlatte tragende und seitlich umfassende Schuh *c* stützt, so daß für die Bewegung der Spurlatte quer zum Einstrich ein Spiel von 30 mm zur Verfügung steht. Abb. 638 zeigt eine nachstellbare Aufhängung der Spurlatte, wie sie die Bohrmaschinenfabrik „Glückauf“ G. m. b. H. in Gelsenkirchen ausführt. Der Bock *a* trägt die Spurlatte durch Vermittelung des zwischengestellten Keilstückes *b* und kann seinerseits mittels des Schlitzes *c*, über den eine Hakenschraube

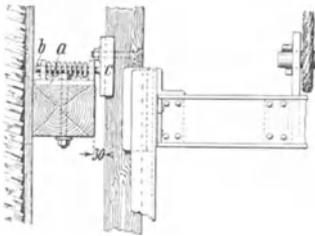


Abb. 637. Federnde Spurlatten-Aufhängung.

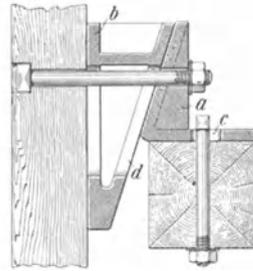


Abb. 638. Nachstellbare Spurlatten-Aufhängung.

greift, verschoben werden. Die Verschiebung des Keilstückes wird in ähnlicher Weise durch den Schlitz *d* ermöglicht.

158. — Förderhaspel. Antrieb. Man unterscheidet nach dem Treibmittel Preßluft- und elektrisch angetriebene Haspel. Die Preßlufthaspeln im Steinkohlenbergbau heute immer noch die Hauptrolle. Jedoch ist der elektrisch angetriebene Haspel im Vordringen begriffen, da er zwar in der Anschaffung das Zwei- bis Zweieinhalbfache kostet, andererseits aber sich vor dem Drucklufthaspel durch bedeutend geringeren Kraftverbrauch, durch den Wegfall der umständlich einzubauenden und schwer dicht zu haltenden Leitungen und durch das geringe Geräusch, das er verursacht, vorteilhaft auszeichnet, auch bei ihm im Gegensatz zum Preßlufthaspel während der Stillstände keine Kraftverluste eintreten.

Nach der mehrfach erwähnten Gleichung für die Leistungsfähigkeit der Pendelförderung trägt die Steigerung der Nutzlast wesentlich mehr zur Erhöhung der Leistung bei als die Vergrößerung der Geschwindigkeit. Andererseits ist aber eine größere Nutzlast, wenn man sie nicht durch Vergrößerung der Förderwagen selbst oder durch Fördergut mit größerem spezifischen Gewicht (Versatzberge statt Kohle) erzielen kann, bei der Gestellförderung in

<sup>1)</sup> Glückauf 1927, Nr. 12, S. 423 u. f.; H. Grahn: Nachgiebiger Spurlattenhalter.

der Regel mit einer Verlängerung der Pausen verbunden, wie sie bei zwei-bödigen Gestellen eintreten muß. Man wird daher bei solchen Gestellen größere Leistungen durch gleichzeitige Steigerung der Geschwindigkeit mit der Vergrößerung der Nutzlast anstreben müssen. Im übrigen zeigt die Zahlentafel auf S. 553, wie bei gegebener Stärke des Haspels größere Zugkräfte zu kleinerer Geschwindigkeit zwingen und umgekehrt.

**159. — Bauarten der Haspelmotoren.** Nach der Bauart der Antriebsmotoren unterscheidet man bei den Preßlufthaspeln Kolben- und Zahnradhaspel.

Die Haspel mit Kolbenantrieb können wieder solche mit Schubkolben und Drehkolben sein. Bei den Schubkolbenhaspeln sind noch zu unterscheiden die langsam laufenden Motoren mit (in der Regel 2) liegenden Zylindern (s. Abb. 655 auf S. 551) und die nach Art der Kraftwagenantriebe und Diesellokomotiven (vgl. Ziff. 123) gebauten „Blockmotoren“ mit meist 4 stehenden Zylindern, deren

Kolben auf eine gemeinsamegekröpfte Welle arbeiten, sowie die Sternzylinderomotoren, deren Zylinder wie die

Flugzeugmotoren sternartig um eine gemeinsame Kurbel herum angeordnet sind. Block- und Sternzylindermotoren arbeiten mit Auspuffschlitzen am Hubende und

daher im Gleichstrombetrieb, der eine Auspuffsteuerung erspart, der Vereisung entgegenwirkt und damit auch weitgehende Expansion betriebsicher ermöglicht. Jedoch stößt die Ausnutzung dieser Möglichkeit bei den Blockmotoren auf Schwierigkeiten, da infolge der wechselnden Druckkräfte die Kurbelwellen stark beansprucht werden, wogegen dieser Nachteil bei den nur mit einer Kröpfung arbeitenden Sternmotoren weniger hervortritt. Beide Gruppen von Motoren laufen mit 300—650 Umdrehungen je Minute, sie gehören mit den Drehkolben- und Zahnradmotoren — die auf etwa 700—4000 Umdrehungen kommen — zu den „Schnellläufern“. Die Drehkolbenmotoren gehören wiederum zusammen mit den Zahnradmotoren in die Gruppe der mit gleichmäßiger Geschwindigkeit kreisenden Motoren; bei den Zahnradmotoren sind noch Pfeilrad- und Geradzahnmotoren zu unterscheiden. — Beispiele bieten die Abbildungen 639 und 640. Außerdem bauen Haspel die Gutehoffnungshütte, die Gewerkschaft Schalker Eisenhütte, die Demag, die Gewerkschaft Westfalia (Lünen), die Masch.-Fabr. Gebr. Eickhoff u. a.

Wichtig ist für den Haspelmotor seine Anzugkraft. Diese ist gering bei den Drehkolbenmotoren, da bei diesen zwangsläufig rasch die Expansion

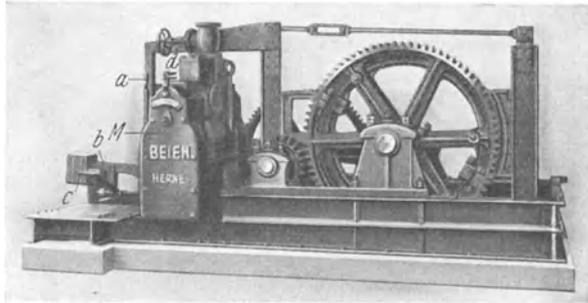


Abb. 639. Scheibenhaspel von A. Beien mit Backenbremse und Antrieb durch Blockzylindermotor.

a = Kuppelungshebel; c = Fußhebel für die Bremse;  
b = Bremshebel; d = Steuerhebel.

einsetzt, groß bei den Schubkolbenmotoren und Pfeilradmotoren; letztere haben den Vorteil, daß erst bei zunehmender Drehzahl, d. h. nach Überwindung der Beschleunigung, die Expansion einsetzt, und zwar ohne Mitwirkung des Haspelführers, die beim Schubkolbenmotor erforderlich ist. Allerdings steigt dafür bei den Pfeilradmotoren der Luftverbrauch im Beschleunigungsabschnitt stark, so daß sie in erster Linie für größere Förderhöhen mit entsprechend selteneren Beschleunigungsabschnitten geeignet sind. Geradzahnmotoren (vgl. Abb. 543 auf S. 451) kommen, da ihr Luftverbrauch je PSh bei größeren Leistungen stark zunimmt und außerdem ihr Geräusch sich dann unliebsam steigert, nur für Leistungen bis zu etwa 30 PS in Betracht.

Hinsichtlich des Raumbedarfs stellen die Drehkolben- und Zahnradmotoren an sich die geringsten Ansprüche, doch wird dieser Vorteil bei kleineren Motoren durch die

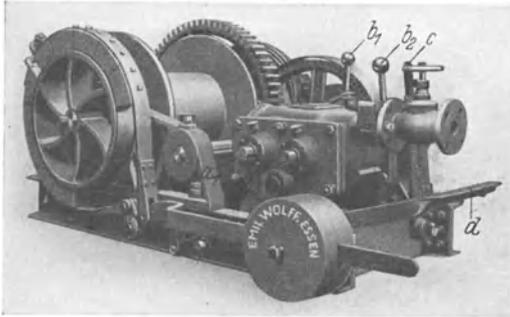


Abb. 640. Trommelhaspel von E. Wolff mit Bandbremse und Antrieb durch Pfeilradmotor.

$a_1, a_2$  = Pfeilräderwellen;  $c$  = Kuppelungshebel;  
 $b_1, b_2$  = Steuerhebel;  $d$  = Fußhebel für die Bremse.

wegen der Ausgaben für die Vorgelege die an sich mit der geringen Größe verbundene geringere Aufwendung an Werkstoff wieder ausgleichen.

Der Luftverbrauch je PSh („spezifischer Luftverbrauch“) hängt in erster Linie von der erreichbaren Expansion ab; er läßt sich bei guter Ausnutzung der Expansion und längeren Laufzeiten (also größeren Förderhöhen) auf etwa 30—40 m<sup>3</sup> herabdrücken, steigt aber leicht — insbesondere bei den langsam laufenden Zwillingkolbenmotoren — auf 60—70 m<sup>3</sup>.

Alles in allem hat sich der Zwillingkolbenhaspel infolge seiner einfachen, kräftigen und leicht zugänglichen Bauart immer noch in großem Umfange behauptet.

Im einzelnen kann auf die Bauart und die Besonderheiten der verschiedenen Motoren hier nicht eingegangen, sondern nur auf die einschlägigen Werke der Maschinenlehre<sup>1)</sup> verwiesen werden.

<sup>1)</sup> Vgl. das auf S. 483 in Anm. <sup>1)</sup> angeführte Lehrbuch von Dr. H. u. C. Hoffmann, S. 313 u. f.; — ferner Bergbau 1930, Nr. 49, S. 721 u. f.; J. Maereks: Die Druckluftverwendung im Bergbau; — ferner Glückauf 1931, Nr. 24, S. 785 u. f.; A. Sauer mann: Versuche an Druckluft-Zahnradmotoren für den Bergbau.

infolge der hohen Drehzahl erforderlichen umfangreicheren Vorgelege wieder ausgeglichen, so daß erst bei Leistungen von etwa 80 PS ab eine geringere Raumbeanspruchung gegenüber den Schubkolbenmotoren erreicht wird. Ähnliches gilt hinsichtlich der Anlagekosten, die bei den Drehkolben- und Zahnradmotoren sowohl wegen der verhältnismäßig teuren Motoren selbst wie auch

Elektrisch angetriebene Haspel, für die Abb. 641 ein Beispiel gibt, bieten gegenüber den sonstigen elektrischen Antrieben keine Besonderheiten; sie erfordern, wie die Zahnradmotoren, starke Übersetzungen, und wie bei den Zahnradmotoren wird auch bei ihnen der Vorzug des geringen Raumbedarfs für den Motor durch denjenigen für das Vorgelege großenteils wieder ausgeglichen. Wichtig ist eine sachgemäße, in der Regel elektrisch betätigte Verriegelung zwischen Steuer- und Bremshebel, damit der Motor nicht eher Strom erhalten kann, als bis die Bremse gelüftet ist, und so ein Durchbrennen der Wicklungen oder wenigstens der Sicherung durch den vollen Betriebsstrom vermieden wird.

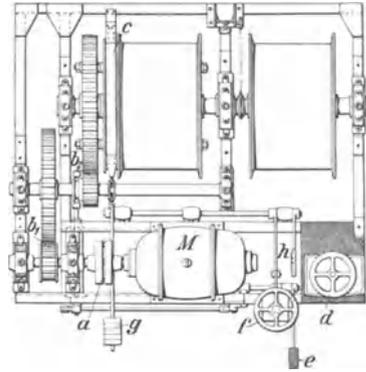


Abb. 641. Elektrisch angetriebener Doppel-Trommelhaspel von A. Beien mit 26 kW-Motor und mechanischer Verriegelung.

*M* = Motor; *d* = Anlasserhandrad;  
*a* = Kuppelung; *e* = Bremsfußhebel;  
*b, b<sub>1</sub>* = Vorgelege; *f* = Bremshandrad;  
*c* = Bremsband; *g* = Bremsgewicht;  
*h* = Hebel für die Verriegelung.

**160. — Das Seil und seine Bewegung.** Auf das Seil wird die Motorbewegung durch Trommeln oder Scheiben übertragen. Der Unterschied zwischen beiden hinsichtlich der Raumbeanspruchung ist geringer als bei der Bremsbergförderung, weil die Antriebsmaschine selbst einen gewissen Mindestraum verlangt und durch die Trommel die Raumbeanspruchung im Vergleich zur Scheibe nicht wesentlich größer wird. Doch werden Scheibenhaspel wegen ihrer geringeren Kosten und ihres einfacheren und kräftigeren Baues bevorzugt. Sie erhalten für die seigere Förderung senkrecht gestellte Scheiben (Abb. 639 und 655 auf S. 551), wogegen Haspel, die für die Förderung aus Abhauen bestimmt sind, vorteilhaft als Flachscheibenhaspel gebaut, d. h. mit einer in der Fallebene liegenden und durch ein Kegelradgetriebe angetriebenen Scheibe ausgerüstet werden. Zwillingshaspel werden zur Verringerung des Raumbedarfs zweckmäßig so gebaut, daß die Trommel zwischen Motor und Vorgelegeritzel zu liegen kommt (Abb. 655 auf S. 551). Sowohl Trommel- als Scheibenhaspel werden heute meist nur mit einseitigem Eingriff des Vorgeleges gebaut, da die Welle bei den verhältnismäßig geringen Beanspruchungen stark genug gegen Verdrehung ausgeführt werden kann und andererseits ein genau gleichmäßiger Eingriff der beiderseitigen Ritzel ohnehin kaum zu erreichen ist.

In seigeren Haspelschächten macht sich das Seilgewicht bedeutend stärker als in tonnlägigen Schächten bemerklich, zumal die neuzeitlichen Förderungen mit ihren größeren Nutzlasten entsprechend stärkere und schwerere Seile erfordern. Damit gewinnt auch die Ersparnis an Kraftverbrauch, wie sie ein Ausgleich des Seilgewichts ermöglicht, größere Bedeutung. Daher hat das Unterseil, das gemäß Ziff. 231 (S. 637) die einfachste Ausgleichung des Seilgewichts ermöglicht, bereits in großem Umfange Eingang gefunden.

Für die Treibscheibenförderung ist die Bekämpfung des Rutschens des Seiles auf der Treibscheibe besonders wichtig. An Hilfsmitteln kommen hier folgende in Betracht:

1. Ausfütterung der Seilnut mit den in Ziff. 150 aufgeführten Stoffen;
2. Erhöhung des Gesamt-Reibungsdruckes, wie sie die Verwendung eines Unterseiles liefert;
3. Verringerung des Belastungsunterschiedes auf beiden Seiten der Scheibe (auch nach dieser Richtung hin macht sich die günstige Wirkung des Unterseiles geltend);
4. Vergrößerung der Lauffläche für das Seil. Hierfür ergeben sich wieder verschiedene Möglichkeiten:

a) Die bei der Streckenförderung (Ziff. 100 u. 102) erwähnten Mittel der mehrrolligen Scheiben mit und ohne Gegenseiben, des Ausgleichgetriebes, der parabolischen Scheiben und der Reibungstrommeln können auch hier Anwendung finden.

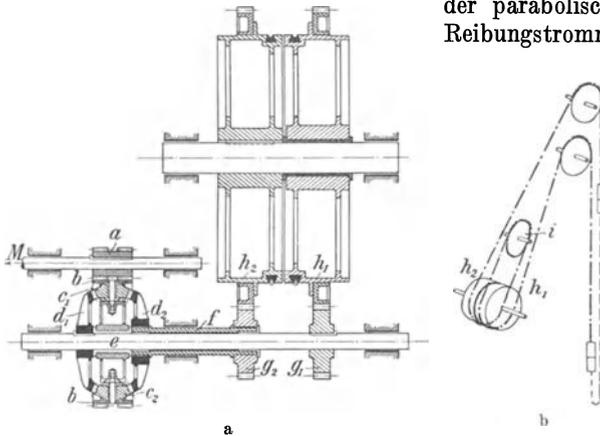


Abb. 642 a und b. Ausgleichgetriebe für Blindschachtförderung.

Die Anwendung des Ohnesorge'schen Ausgleichgetriebes auf die Blindschachtförderung zeigt Abb. 642 nach einer Ausführung der Apparate-Bauanstalt Axmann & Co. in Bochum<sup>1)</sup>. Das vom Motor angetriebene Doppelritzel *a* kämmt mit dem Doppelstirnrad *b*, mit dessen Laufkranz die beiden Kegelräder *c*<sub>1</sub> *c*<sub>2</sub> so verbunden sind, daß sie sich um ihre Achse frei drehen können. In die Kegelräder greifen die beiden großen Kegelräder *d*<sub>1</sub> *d*<sub>2</sub> ein, von denen *d*<sub>1</sub> auf die Hauptantriebswelle *e* aufgekelt ist, während *d*<sub>2</sub> nur die auf dieser Welle laufende Hülse *f* mitnimmt. Die Welle *e* dreht das Ritzel *g*<sub>1</sub> und damit die Treibscheibe *h*<sub>1</sub>, die Hülse *f* das Ritzel *g*<sub>2</sub> und damit die Treibscheibe *h*<sub>2</sub>. Da gemäß den früheren Ausführungen in Ziff. 100 die beiden Kegelräder *d*<sub>1</sub> *d*<sub>2</sub> im Falle der stärkeren Beanspruchung des einen gegenüber dem anderen sich gegeneinander verdrehen können, so teilen sie sich in die Last annähernd gleichmäßig, so daß keine Überbeanspruchungen des am stärksten beanspruchten Seiltrumms eintreten können.

Ferner ist hier die gleichfalls von Ohnesorge neuerdings angegebene „Schuhkettenscheibe“ zu erwähnen. Diese will gewissermaßen den Vorteil der Reibungstrommel — sichere Führung des Seiles — mit demjenigen der parabolischen Scheibe — geringe Breite der Lauffläche infolge ständiger Wiederherstellung des Anfangszustandes — verbinden. Zu diesem Zwecke wird gemäß Abb. 643 der Rillenkranz *b*, der aus einer Anzahl von gelenkig mit-

<sup>1)</sup> Bergbau 1930, Nr. 31, S. 459 u. f.; Dr.-Ing. H. Müller: Neuere Koepe Haspel-Ausführungen zur Vermeidung des Seilrutschens.

einander verbundenen Gliedern besteht und so eine endlose „Schuhkette“ bildet, von der mittels des Stirnradvorgeleges  $Z_1 Z_2$  gedrehten Scheibe  $T$

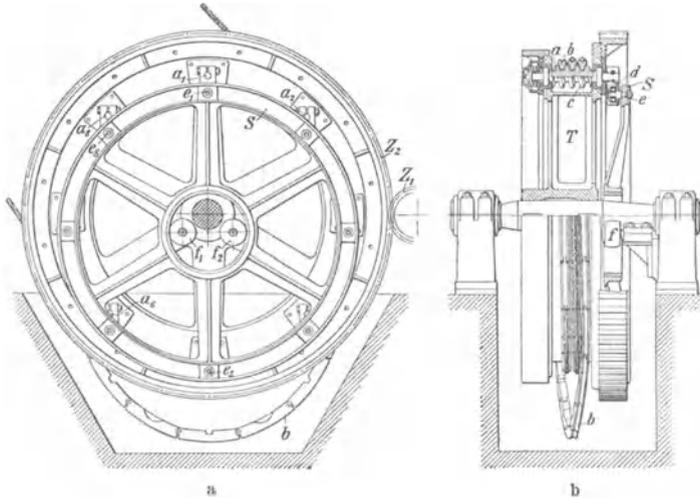


Abb. 643. Treibscheibe mit Schuhkette.

durch Vermittlung einer Anzahl von Schnecken  $a$  mitgenommen. Deren Wellen sind mittels Kurbeln  $e$  an eine Hilfsscheibe  $S$  angeschlossen, die sich mit ihrer inneren Kreisfläche auf den beiden Rollen  $f_1 f_2$  abwälzt. Infolge der gegenseitigen Verdrehung der beiden Rollen  $S$  und  $T$  machen die Schneckenkurbeln bei jeder Umdrehung der Scheibe  $T$  eine einmalige Drehung und schieben damit die Schuhkette mit dem Seil wieder um einen Rillenabstand nach links, so daß der Anfangszustand wiederhergestellt wird. Dieser Antrieb, der von der Rheinischen Maschinenfabrik und Eisengießerei A. Röper A.-G. in Dülken gebaut und von der Barbara-G. m. b. H. für Bergbau- und Industriebedarf vertrieben wird, hat sich bereits in verschiedenen Ausführungen bewährt, wobei der Verschleiß sich in mäßigen Grenzen gehalten hat.

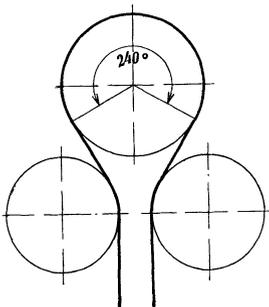


Abb. 644. Treibscheibe mit Gegenscheiben.

b) Man kann den Umschlingungswinkel für das Seil vergrößern, besonders dadurch, daß man gemäß Abb. 644 eine große Treibscheibe über dem Blindschachte aufstellt und die beiden Seiltrümme durch Gegenrollen in die richtige Lage bringen läßt.

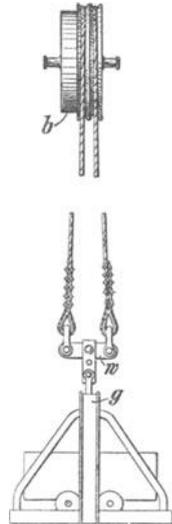


Abb. 645. Haspel mit zwei Seilen.

c) Die Last kann auf 2 Seile verteilt werden, deren jedes gemäß Abb. 645 in einer besonderen Nut der Bremsscheibe  $b$  läuft, so daß annähernd die

doppelte Oberfläche für die Reibung in Anspruch genommen wird. Die gleichmäßige Anspannung beider Teilseile muß dann durch ihre Befestigung an einem Waagebalken  $w$  gesichert werden.

161. — **Einrichtungen an den Anschlägen.** Im Gegensatz zur Hauptschachtförderung gestattet der obere Anschlag bei der Blindschachtförderung keine umfangreichen Umtriebe und Bahnhöfe, da wegen der verhältnismäßig kurzen Betriebszeit der Blindschächte größere Aufwendungen sich nicht lohnen. Auch ist das Bedürfnis nach der Herstellung größerer Bahnhöfe nicht groß, da die als Zubringeförderung für die Blindschächte in Betracht kommende Pferde-, Schlepperhaspel- und Abbaulokomotiv-Förderung nur mit kurzen Wagenzügen arbeiten. Andererseits erfordern die ständig zunehmenden Ansprüche an die Leistungsfähigkeit der Stapelschächte und die steigenden Größen der Förderwagen eine möglichst weitgehende Entlastung der Anschläger durch selbsttätigen Wagenumlauf und maschinelle Hilfsmittel. Die Maschinenfabrik Düsterloh in Sprockhövel hat zahlreiche Aufschiebevorrichtungen geliefert<sup>1)</sup>, deren Bau auch andere Hersteller aufgenommen haben. Abb. 646 veranschaulicht eine Aufschiebevorrichtung der Maschinenfabrik Ernst Hese in Herten, bestehend aus einem Zylinder  $a$ , in dem

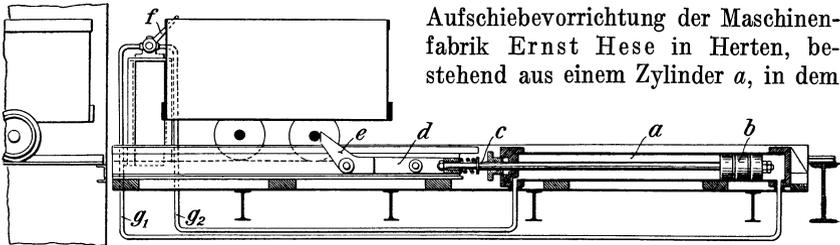


Abb. 646. Aufschiebevorrichtung mit Preßluftzylinder.

sich der Kolben  $b$  bewegt, der mit seiner Stoßstange  $c$  unter Zwischenschaltung einer Feder den Schuh  $d$  mitnimmt, der seinerseits den gabelförmig gestalteten, hinter die Wagenachse fassenden Stößer  $e$  vorschiebt; dieser kann beim Rückzuge nach vorn umklappen und dadurch unter den Achsen der nachfolgenden Wagen durchgleiten. Die Umsteuerung erfolgt durch den Handhebel  $f$ , der die Preßluft abwechselnd in die Leitungen  $g_1$  und  $g_2$  leitet. Sollen 2 Wagen hintereinander aufgeschoben werden, so wird ein Zylinder von doppelter Länge verwandt. Ähnliche Vorrichtungen liefern die Maschinenfabriken H. Korfmann jr. in Witten, Hausherr, Hinselmann & Co. in Essen, Mönninghoff in Bochum u. a.

Abb. 647 zeigt das Zusammenwirken von Aufstoßvorrichtungen mit einem selbsttätigen Wagenumlauf nach JIberg. Die durch die Stoßzylinder  $f$  vom Gestell gedrückten Wagen laufen mit Gefälle dem Wipper  $a$  zu, der sie in den Zwischenbunker  $b$  entleert, aus dem durch den Handhebel  $c$ , der mittels einer Zahnstange den Bodenschieber zurückzieht, und durch Ausweichen der Pendelklappe  $d$  das Band  $e$  beschickt wird. Die leeren Wagen laufen dann weiter durch die Federweiche  $l$  gegen die Puffer am hinteren Stoß und von dort zurück durch den anderen Zweig der Weiche zum Gleis 2.

<sup>1)</sup> S. Bergbau 1927, Nr. 19, S. 205 u. f.; Grahn: Die Düsterloh-Förderwagen-Aufschiebevorrichtungen.

Die aus dem gleichen Gleis zugeführten vollen Wagen werden durch die selbsttätige Verteilungsweiche 3 (vgl. Abb. 528, S. 434) gleichmäßig auf die beiden Schachttrümme verteilt.

Eine Ausgestaltung der Anschläge für besonders leistungsfähige Stapelschächte auf Zeche Rheinpreußen und ihre Verbindung mit der Strecken-

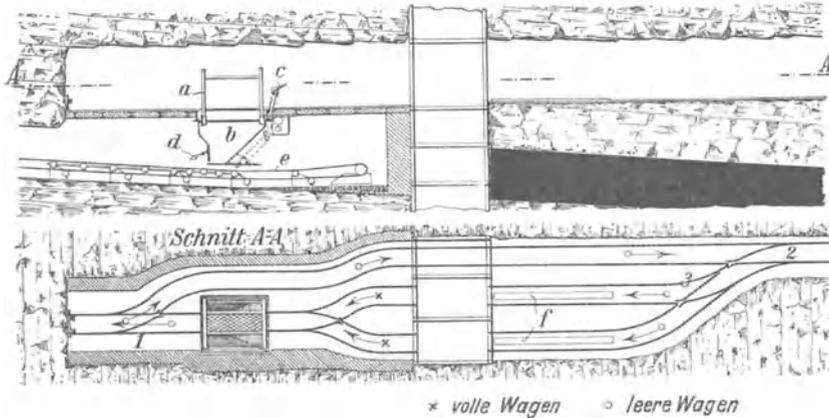


Abb. 647. Stapelanschlag mit angeschlossenem Förderband und Wagenumlauf.

förderung am unteren und mit der Abbauförderung am oberen Anschlag wird durch Abb. 648 veranschaulicht<sup>1)</sup>. Die mit den Lokomotiven auf der unteren Sohle herangebrachten Bergewagen werden von der Haspelförderung eine schiefe Ebene hinaufgezogen, laufen dann über eine selbsttätige Verteilerweiche den für beide Fördertrümme

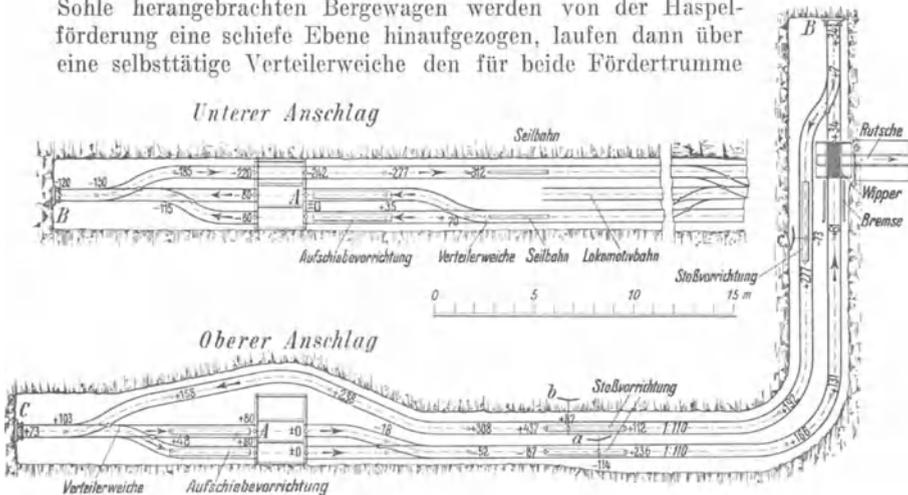


Abb. 648. Stapelanschlüge mit maschinenmäßiger Wagenbewegung.

vorgesehenen Aufschiebevorrichtungen zu und stoßen bei A die leeren Wagen vom Fördergestell in die Gefällestrecke auf der Ablaufseite hinein. Diese

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1930, S. B 33; Versuche und Verbesserungen.

laufen in gleicher Weise, wie in Abb. 647 dargestellt, durch eine Federweiche dem Punkte *B* zu und von hier wieder mit Gefälle bis zur tiefsten Stelle, von wo sie eine zweite Seilbahn der Lokomotivförderung zuführt. Am oberen Anschlag drückt die Aufschiebevorrichtung bei *A* die leeren Bergewagen vom Fördergestell ab, so daß sie mit Gefälle der Ketten-Stoßvorrichtung *a* zulaufen können. Diese hebt die Wagen wieder auf eine solche Höhe, daß das Gefälle (1 : 100) nicht nur bis zum Wipper ausreicht, der sie in die Bergerutsche entleert, sondern auch noch ihren Weiterlauf über den Umkehrpunkt *B* und weiter bis zur zweiten Stoßvorrichtung gestattet. Diese schafft eine neue Gefällestufe, in die sich dann noch die dritte Stoßvorrichtung einschaltet, so daß von hier die Wagen wieder mit Gefälle über den Umkehrpunkt *C* zur Verteilerweiche und über diese zu den Aufschiebevorrichtungen gelangen können, womit der Kreislauf geschlossen ist.

Diese Einrichtungen ersetzen am unteren Anschlag 3, am oberen 4 Schlepper durch je einen; allerdings wird am oberen Anschlag noch ein Mann für die Bedienung des Kreiselwippers erforderlich.

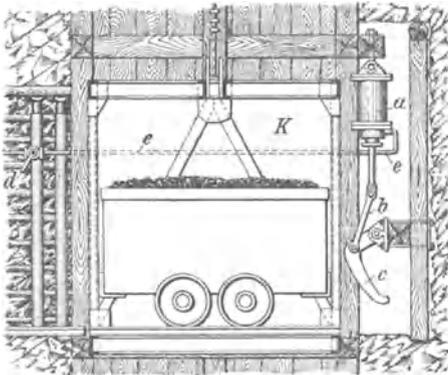


Abb. 649. Abstoßvorrichtung für einseitige Blindschachtausschläge.

Für das Festhalten der Wagen auf dem Fördergestell kommen die gleichen Hilfsmittel wie bei der Hauptschachtförderung (s. Ziff. 198) in Betracht. In dort erwähnten Rollenhemmvorrichtungen haben sich in großem Umfange eingeführt. In Fällen, in denen am oberen und unteren Anschlage die gleiche Aufschieberichtung innegehalten werden muß, ist bei maschinenmäßigem Aufschieben der Wagen für Festhalten der Wagen auf dem Korbe nach Ablauf der von

diesem gebrachten Wagen zu sorgen, was durch Zusammenwirken einer Hebelanordnung am Anschlag mit einer Sperrvorrichtung auf dem Korbe geschehen kann<sup>1)</sup>.

Für Blindschächte, die nicht zum Durchstoßen eingerichtet sind, liefert die Maschinenfabrik Mönninghoff G. m. b. H. die in Abb. 649 dargestellte einfache Abstoßvorrichtung, bestehend aus dem Hängezylinder *a*, der mittels seines Kolbens, der Kolbenstange und der gelenkigen Zugstange *b* die Stoßschlinge *c* gegen den Wagenkasten drückt. Die Betätigung erfolgt mittels des Dreiwegehahnes *d*, der den Zutritt der Preßluft durch die Leitung *e* unter den Kolben vermittelt, während für den Rückgang nach Freigabe des Auspuffs das Eigengewicht der hängenden Teile genügt.

Wenn, wie das für den Ruhrbezirk der Fall ist, der Verschluß der Ausschläge an Blindschächten durch Gittertore vorgeschrieben ist, so ist deren Verschieben, auch wenn es in der üblichen Weise durch Rollen erleichtert

<sup>1)</sup> Vgl. z. B. Glückauf 1928, Nr. 2, S. 54 u. f.; K. Eisenmenger: Wagenhaltevorrichtung für Förderkörbe.

wird, für den Anschläger umständlich, wenn er den Wagen selbst aufschieben muß, da er dann erst vor den Wagen treten muß, um die Tür bewegen zu können. Eine Erleichterung bedeutet die in Abb. 650 dargestellte Einrichtung, bei der die Schiebetür *a* im unteren Teile als eine gelenkig mit dem oberen Teile verbundene Fallklappe *b* ausgebildet ist, die vom Anschläger von hinten her durch Anziehen des Seiles *c* mit dem das Gewicht von *b* ausgleichenden Gegengewicht *d* angehoben und vorläufig festgelegt werden kann<sup>1)</sup>. Im übrigen bleibt die Möglichkeit bestehen, durch Verschieben der Tür den ganzen Querschnitt freizugeben. — Eine weitere Schwierigkeit beim Schiebetürverschluß besteht darin, daß in allen Fällen, wo die Bedienung des Gestells durch Durchschieben der Wagen erfolgt, auch die Tür auf der Ablaufseite gleichzeitig geöffnet werden muß. Die Abbildungen 651 und 652<sup>2)</sup> veranschaulichen einfache Lösungen dieser Aufgabe. Nach Abb. 651 sind beide Türen durch die durch den Blindschacht hindurchgehende, doppelte gebogene Eisenstange *a* zwangsläufig miteinander gekuppelt.

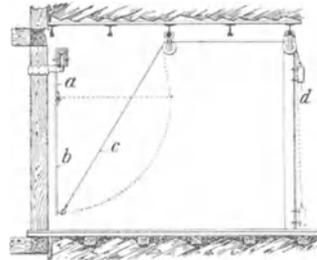


Abb. 650. Schiebetür mit Fallklappe.

die Ablaufseite, bestehend in drehbar aufgehängten Gitterstäben *a*, die durch die Querstange *b* gegen das Zurückschlagen in den Schacht gesichert sind und deren Abstand durch die Gasrohrstücke *c* gewahrt wird. Bei dieser Einrichtung ist allerdings die Zugänglichkeit des Schachtes von der Ablaufseite her, wie

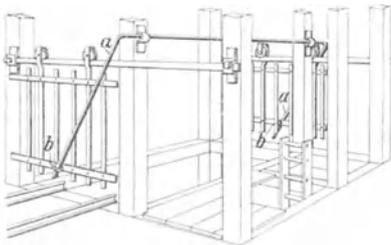


Abb. 651. Gittertüren mit Kuppelungsbügel.

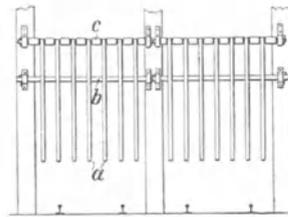


Abb. 652. Pendelstabverschluß.

sie z. B. für Ausbesserungsarbeiten, Förderung von Maschinen, Langholz, Schienen u. dgl. erwünscht ist, erschwert.

Eine andere Möglichkeit ist die unten bei der „Schachtförderung“ (Ziff. 222) zu besprechende Verwendung von Druckluftverschlüssen, durch die die beiderseitigen Tore gleichzeitig und ohne Anstrengung des Anschlägers bewegt werden können.

**162. — Förderverfahren.** Für die Stapelschächte beim Gruppenbau kommt aus dem oben (Ziff. 140 u. 156) erwähnten Grunde wegen der ständig wechsel-

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1929, S. B 26; Versuche und Verbesserungen.

<sup>2)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1929, S. B 27; Versuche und Verbesserungen.

den Förderhöhe zunächst nur die eintrümmige Förderung in Betracht. Diese reicht aber wegen ihrer geringen Leistungsfähigkeit heute für stärker belastete Stapel nicht mehr aus. Man hat sich daher bemüht, den zweitrümmigen Betrieb für wechselnde Förderhöhen zu ermöglichen<sup>1)</sup>. Bedbur sucht dieses Ziel durch Verbindung der Fördertreibscheibe mit einer Wickeltrommel zu erreichen, die durch entsprechende Umschaltung die jeweils überschüssige oder erforderliche Seillänge auf- oder abwickelt. Goebel schlägt vor, mit 2 Treibscheiben zu arbeiten, von denen nach Bedarf die eine oder andere abgekuppelt werden kann. Eine Bauart der Siemens-Schuckert-Werke (Abb. 653) zeigt 2 Trommeln  $a_1$   $a_2$ , von denen  $a_1$  (als „Festtrommel“ bezeichnet) dauernd mit dem Vorgelege  $V_1$  in Eingriff bleibt,  $a_2$  (die „Lostrommel“) dagegen durch Verschieben des Ritzels  $b$  auf dem Vierkant  $c$  und durch das Vorgelege  $V_2$  nach Bedarf mit der Hauptwelle des Motors  $M$  in Verbindung gebracht werden kann. Da das Ritzel  $b$  mit der Feststellbremse  $d$ , die auf die Vorgelegewelle für die

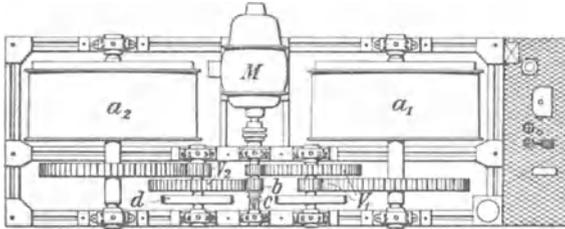


Abb. 653. Haspel mit Umsteckeinrichtung.



Abb. 654. Anwendung des Umsteckhaspels.

Trommel  $a_2$  wirkt, durch eine (nicht gezeichnete) Verriegelung verbunden ist, so wird gleichzeitig mit dem Ausrücken des Ritzels die Bremse angezogen und die Lostrommel in ihrer augenblicklichen Stellung festgehalten. Für gewöhnlich sind beide Trommeln gekuppelt, so daß zweitrümmig gefördert werden kann. Soll nun z. B., nachdem zwischen Ort 4 und der Sohle (Abb. 654) gefördert worden ist, auf Ort 2 umgestellt werden, so wird die Lostrommel, an der das Fördergestell  $G_1$  hängt, abgekuppelt und durch die Feststellbremse gehalten, während das Gestell  $G_2$  mit der Festtrommel bis nach Ort 2 eingehängt wird; nach Wiedereinschalten der Lostrommel kann dann zwischen Ort 2 und der Sohle zweitrümmig gefördert werden. Diese Anordnung verlangt einen verhältnismäßig großen Raumbedarf, da zwei Trommeln erforderlich sind, und einen kräftigen Motor, da während des Umsteckens das eine Fördergestell ohne Gegengewicht zu heben bzw. einzuhängen ist.

**163. — Aufstellung der Förderhaspel.** Nach der Art der Aufstellung werden feststehende und fahrbare Haspel unterschieden. Die letzteren (vgl. auch Abb. 540 auf S. 450) können Verwendung finden für die Förderung aus mehreren, nicht weit voneinander entfernten Abhauen bei beschränkter Förderleistung oder auch für das Hochziehen von Holz in Aufbrüchen, die

<sup>1)</sup> Vgl. Bergbau 1930, Nr. 38, S. 561 u. f.; Spieker: Moderne Blindschachtförderung in steiler Lagerung usw.

im Hochbrechen begriffen sind. Jedoch hilft man sich bei der Förderung aus Abhauen auch durch Verwendung eines feststehenden Haspels, von dem aus nach Bedarf mit Hilfe von Ablenkrollen das eine oder andere Abhauen bedient wird. Heute werden an Stelle der fahrbaren Haspel meist die oben (Ziff. 94) erwähnten Säulenhassel verwandt, da es sich bei ortsveränderlichen Haspeln in der Regel um kleinere Leistungen handelt.

Fest eingebaute Haspel können oberhalb des Blindschachtes oder am obersten Anschlag oder auch auf der unteren Sohle aufgestellt werden. Die Aufstellung in der Achse des Schachtes bietet den Vorteil, daß man mit wenig Raum auskommt und über den an den Anschlägen vorhandenen Raum für die Wagenbewegung frei verfügen kann. Andererseits wird dann eine besondere

Bewetterung der „Haspelstube“ erforderlich; auch ist bei nicht genügender Vorsicht hier mit Brandgefahr zu rechnen. Scheibenhassel muß man in diesem Falle gemäß Abb. 655 schräg zum Schachtquerschnitt verlagern, wenn, wie das meist der Fall ist, bei eintrümmiger Förderung das Gegengewichtstrumm  $g$  in einer Ecke des Schachtes unterge-

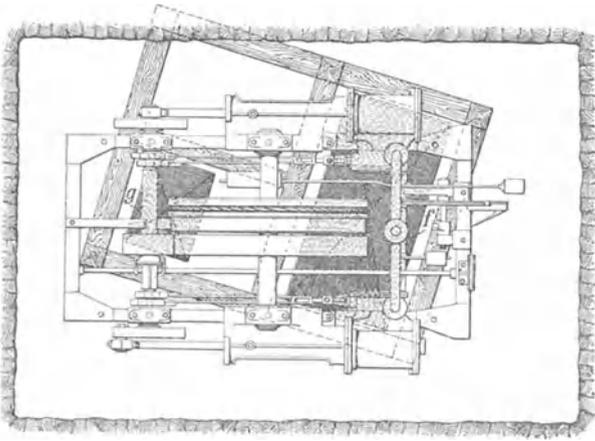


Abb. 655. Aufstellung eines Scheibenhassels über einem Blindschacht für eintrümmige Förderung.

bracht ist; man bringt auf diese Weise die beiden Seiltrumme in die Mittelachsen des Fördertrumms  $f$  und des Gegengewichtstrumms  $g$ . — Die Aufstellung auf dem oberen Anschlag macht den Einbau besonderer Seilscheiben oberhalb des Stapels notwendig (vgl. Abb. 636 auf S. 539). Sie ermöglicht die Bedienung des Haspels durch den Anschläger und daher die Ersparnis eines besonderen Haspelwärters und gestattet ferner eine bessere Beaufsichtigung des Haspels und die bequemere Ausführung von Ausbesserungs- und anderen Arbeiten. Eine gewisse Bedeutung hat auch die bei dieser Aufstellung ohne Zwischenschalten von Gegenrollen erreichbare Vergrößerung des Umschlingungswinkels zwischen Seil und Treibscheibe, die der Rutschgefahr entgegenwirkt (s. Ziff. 160). — Diese Vorteile treten in verstärktem Maße bei der Aufstellung des Haspels auf der unteren Sohle hervor; sie machen sich namentlich bei elektrischem Antrieb geltend, da dieser hinsichtlich der Überwachung und des Schlagwetterschutzes anspruchsvoller ist. Doch steht andererseits die dann eintretende Notwendigkeit entgegen, ein Seil von doppelter Länge zu benutzen, dessen dauernde Überwachung Schwierigkeiten macht; besonders für die gleichzeitig zur Seilfahrt benutzten Blindschächte ist dieser Nachteil von Bedeutung. Man hat daher

bisher nur ausnahmsweise von der Aufstellung auf der unteren Sohle Gebrauch gemacht.

**164. — Seilfahrt in Blindschächten.** Die heutige große Bedeutung der Blindschachtförderung hat dazu geführt, sie in wachsendem Umfange auch für die Seilfahrt einzurichten. Dabei ist zunächst das Bestreben maßgebend gewesen, die Unfälle bei der Benutzung von nicht zur Seilfahrt freigegebenen Fördereinrichtungen, mit der trotz aller Verbote doch immer wieder zu rechnen ist, auszuschalten. Ferner will man die Belegschaft möglichst rasch und mit möglichst frischen Kräften vor Ort bringen. Schließlich müssen auch bei stark beanspruchten Blindschächten, von denen ein großer Teil der Förderung abhängt, die Fördereinrichtungen schon so weitgehend gegen Betriebsstörungen gesichert werden, daß ihr Ausbau im Sinne der Erfüllung der bergpolizeilichen Vorschriften nur geringe Mehraufwendungen erfordert.

Für Schächte mit Treibscheibenförderung ist auf die Seilrutschgefahr wegen der Rückwirkung des Seilrutsches auf die Einstellung des Teufenzeigers besonders zu achten. Soweit daher nicht durch entsprechende Einlagen in die Seilnut genügende Sicherheit gegen Rutschen geschaffen werden kann, muß dafür gesorgt werden, daß die Stellung des Teufenzeigers möglichst einfach und schnell berichtigt werden kann<sup>1)</sup>.

Als besondere Gefahrenquelle ist bei Blindschächten der Gebirgsdruck zu nennen, der Verschiebungen im Ausbau und dadurch Klemmungen der Fördergestelle in den Spurlatten veranlaßt, die dann dahin führen können, daß sich Hängeseil über dem abwärtsgehenden Gestell oder Gegengewicht bildet, die sich bei zunehmender Belastung plötzlich lösen, so daß dann infolge der Stoßbeanspruchung Seilbruch eintreten kann. Bei steiler Lagerung läßt sich diese Gefahr am einfachsten dadurch vermeiden, daß der Stapel ins Liegende der durch ihn gelösten Flözgruppe gesetzt wird, was ohnehin auch zur Vermeidung von Förderstörungen empfehlenswert ist (vgl. Band I, 6. Aufl., 4. Abschnitt, Ziff. 50). Im übrigen läßt sich hier durch nachstellbaren Einbau der Spurlatten helfen.

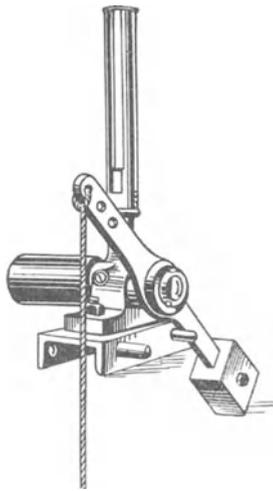


Abb. 656. Preßlufthupe.

**165. — Signalvorrichtungen.** Der einfache Signalhammer, der durch einen Draht oder durch eine Drahtseillitze angezogen wird und von unten gegen eine Blechplatte schlägt, hat sich den neuzeitlichen Anforderungen nicht mehr gewachsen gezeigt, da seine Betätigung bei größerer Förderhöhe starke Kraftanstrengung erfordert und die Übertragung infolge der Eigenschwingungen des Drahtes unsicher ist. Daher hat sich für größere Blindschachtförderungen die elektrische Signal-

gebung eingeführt, während für kleinere Förderbetriebe die Preßlufthupe bevorzugt wird, die einen lauten Ton von einer gewissen, durch den Luftvorrat des

<sup>1)</sup> Vgl. Glückauf 1926, Nr. 51, S. 1691 u. f.; J. Schadt: Sicherheitsvorrichtung für Seilfahrthaspel.

Anblasezylinders gegebenen Länge ermöglicht (vgl. oben, Ziff. 112). Abb. 656 zeigt eine Ausführung von P. Stratmann & Co. Der links sichtbare Preßluftbehälter, dessen Inhalt die Länge des Signals bestimmt, ist im Ruhezustande an die Luftleitung angeschlossen. Durch Zug am Gegengewichtshebel wird ein Dreiwegehahn umgesteuert und der Behälter mit der stehenden Pfeife verbunden. Zwei Anschlagstifte begrenzen den Hub des Hebels.

**166. — Leistungen und Kosten der Haspelförderung.** Bei den Leistungen sind die rechnerisch möglichen Leistungen des Haspels und diejenigen der Förderanlage im ganzen zu unterscheiden. Die Haspelleistungen berechnen sich nach den in Ziff. 2 gegebenen Gleichungen für die ein- und zweitrümmige Förderung, wobei die Größen  $N$  und  $v$  von der Stärke des Motors abhängen.

Dauerleistung am Seil in PSe	30			60			80			120		
	1,5	2,5	3,0	2,0	3,0	4,0	2,0	3,0	4,0	2,5	4,0	5,0
höchste Seilgeschwindigkeit in m/s	1,5	2,5	3,0	2,0	3,0	4,0	2,0	3,0	4,0	2,5	4,0	5,0
unausgeglichene Zugkraft am Seil in kg . . . . .	1500	900	750	2250	1500	1125	3000 <sup>1)</sup>	2000	1500	3600 <sup>1)</sup>	3000	1800
mögliche Nutzlast <sup>2)</sup>												
einrümmig kg . .	1580	950	790	2370	1580	1190	3530	2100	1580	4230	3160	1900
zweitrümmig kg .	1070	640	540	1600	1070	810	2300	1420	1070	2770	2240	1280
Wagenzahl												
einrümmig . . .	2	1	1	2 <sup>3)</sup>	2	2	—	2 <sup>3)</sup>	2	—	2 <sup>3)</sup>	2
zweitrümmig . .	1	1	1	2	1	1	—	2	1	—	2	2
Pausen												
einrümmig s . .	10	7	7	10	10	10	6	10	10	7	10	10
zweitrümmig s .	7	7	7	10	7	7	4	10	7	5	10	10
mögliche Förderleistung in einer Richtung etwa <sup>4)</sup>												
einrümmig t/h .	20—25			40—50			55—70			80—100		
zweitrümmig t/h .	30—40			60—80			80—100			120—150		

1) Gefäßförderung (Bergeförderung). 2) Schachtreibung mit 10% angenommen.

3) Bergeförderung.

4) Von der Beschleunigung und Überlastbarkeit des Motors abhängig.

Die vorstehende Zahlentafel gibt einen Überblick über die mit verschiedenen Haspelstärken in einer Richtung rechnerisch möglichen Stundenleistungen. Wird in beiden Richtungen gefördert (z. B. Berge aufwärts, Kohlen abwärts), so erhöhen sich die Leistungen entsprechend. Dabei ist ein Verhältnis von Totlast : Nutzlast = 1,5 bei der Gestellförderung und 1,0 bei der Gefäßförderung und eine Förderhöhe von 100 m zugrunde gelegt. Für die Pausen ist bei der Förderung mit zwei Wagen mit ihrer Aufstellung auf einer Gestellbühne gerechnet worden; bei zwei Wagen übereinander können 18 s angenommen werden. Es ergeben sich bei jeweilig gleicher Haspelstärke die größeren Leistungen für größere Nutzlasten und kleinere Geschwindigkeiten, weil die Bedeutung der Nutzlast in der Leistungsgleichung größer ist. Die einrümmige Förderung leistet bei jeweils gleicher Haspelstärke mehr als die Hälfte der zweitrümmigen, weil der Ausgleich durch das Gegengewicht eine größere Nutzlast ermöglicht.

Die Schichtleistungen hängen von der zeitlichen Ausnutzung der Förderanlage ab und werden durch mangelhafte Wagenzu- und -abfuhr, durch Luftmangel, Störungen in der Haspelförderung oder an den Anschlägen u. a. herabgedrückt, so daß man in vielen Fällen nur mit etwa 2—3 Stunden reiner Förderzeit je Schicht rechnen kann.

Die Kosten der Blindschachtförderung sind von Wedding für den Ruhrkohlenbezirk nach dem Stande vom Januar 1931 mit durchschnittlich 0,37  $\mathcal{M}/t$  für die Gestell- und 0,20  $\mathcal{M}/t$  für die Gefäßförderung errechnet worden, wobei die Gesamt-Förderleistung in Kohlen, Bergen und Werkstoffen in Rechnung gestellt ist. Im einzelnen ergeben sich erhebliche Unterschiede je nach der Ausnutzung der Förderanlage (sowohl nach der Zeit als auch nach der mehr oder weniger großen Zahl der Leerzüge), nach der Arbeitskraft, nach dem Förderverfahren (ein- oder zweirümmig) und nach dem Ersatz der Bedienungsleute durch maschinenmäßige Hilfsvorrichtungen; durch letztere kann die Durchschnitt-Schichtenzahl je 100 t von rund 2,5 auf rund 1 herabgedrückt werden. Man kann für Handbedienung etwa mit folgender Kostenverteilung auf die einzelnen Kostenarten rechnen:

Kostenarten	schwache Ausnutzung (2 Stunden reine Förderzeit je Tag)		gute Ausnutzung (8 Stunden reine Förderzeit je Tag)	
	Preßluft- antrieb %	elektrischer Antrieb %	Preßluft- antrieb %	elektrischer Antrieb %
Kapitaldienst (Tilgung, Verzinsung, Instand- haltung) . . . . .	12—15	20—25	8—10	15—20
Kraft . . . . .	10—20	1—2	30—50	5—15
Löhne . . . . .	60—75	65—70	35—55	60—70
Seilverschleiß u. kleine Ausgaben . . . . .	4—5	3—4	3—4	4—6

Bei weitgehender Verwendung maschinenmäßiger Hilfsmittel verschiebt sich das Verhältnis zwischen Lohnkosten und Kapitaldienst entsprechend.

Im einzelnen kosten Preßlufthaspel je nach Größe (15—80 PS) und Bauart etwa 1300—8500  $\mathcal{M}$ , (wovon etwa 700—5000  $\mathcal{M}$  auf den Motor entfallen), elektrische Haspel in den gleichen Grenzen etwa 3500—20000  $\mathcal{M}$ , Fördergestelle 1200—2000  $\mathcal{M}$ , Gegengewichte 800 bis 1500  $\mathcal{M}$ . Für die Seilkosten gelten ähnliche Berechnungen wie bei der Schachtförderung (Ziff. 195).

Der elektrische Förderbetrieb wird bei kleinen Leistungen und schlechter Ausnutzung teurer, bei großen Leistungen und guter Ausnutzung billiger als der Preßluftbetrieb.

### C. Sicherheitsvorrichtungen bei der Brems- und Haspelförderung.

167. — **Überblick.** Die Förderung in Bremsbergen, Abhauen und Haspelschächten erfordert außer den bereits erwähnten Einrichtungen am untersten Anschlage Sicherheitsvorkehrungen gegen das Abgehen seillos gewordener Wagen oder Gestelle, gegen den Absturz von Leuten und gegen verschiedene

andere Unfallmöglichkeiten, die sich namentlich bei der Haspelförderung in Blindschächten ergeben. Bei der Einzelbesprechung können die Fangvorrichtungen für Blindschächte hier ausscheiden, da sie sich von den bei der Hauptschachtförderung zu besprechenden nicht wesentlich unterscheiden.

### a) Fangvorrichtungen (für tonnlägige Förderung).

168. — **Fangvorrichtungen für Förderung mit offenem Seil.** Eine einfache Hemmvorrichtung ist der sog. „Faulenzer“ oder „Schleppsäbel“, eine hinten an den Wagen gehängte und um ein Gelenk pendelnde Gabel, die auf der Sohle nachgeschleppt wird und sich im Falle eines Seilbruches gegen die nächste Schwelle stützt. Da eine solche Gabel aber nur für aufwärts fahrende Wagen brauchbar ist, so ist ihr der in Abb. 657 dargestellte Fanghaken *b* vorzuziehen. Dieser ist mittels des Doppelbügels *a* an der Vorderwand des Wagens aufgehängt und ruht für gewöhnlich auf der straff angespannten Zugkette. Ähnlich wirkt die in Abb. 627 auf S. 530 dargestellte Gabel *c*, die vorn angebracht und durch eine Hebelverbindung so an das Seil angeschlossen ist, daß sie im Falle des Seilbruches selbsttätig niederfällt.

Derartige Fänger eignen sich besonders für die Förderung in Zügen bei geringen Neigungswinkeln; bei der Förderung mit einzelnen Wagen ist ihre Anbringung an jedem Wagen umständlich. Für solche Förderungen hilft man sich daher besser durch Hemmungen im Bremsberge selbst. Eine einfache

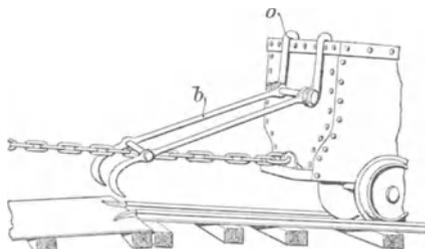


Abb. 657. Fanghaken für Bremsberge nach E. H e s e.

derartige Hemmvorrichtung besteht in einem schwachen Knick im Gleise in der Nähe des unteren Anschlages, wodurch ein abgehender Wagen zur Entgleisung gebracht und gegen den Stoß geschleudert wird. In ähnlicher Weise hat man für die Förderung in ganzen Zügen bei flacher Neigung zur Verhütung des Durchgehens mangelhaft gekuppelter Wagen auch besondere Entgleisungsweichen am oberen Ende des Bremsberges eingebaut. Diese werden erst geschlossen, nachdem der Anschläger sich durch Öffnen einer Sicherheitschranke davon überzeugt hat, daß alle Wagen richtig zusammengekuppelt sind. Ist das nicht der Fall, so laufen die durchgehenden Wagen in die Entgleisungsweiche.

169. — **Fangvorrichtungen für Förderung mit geschlossenem Zugmittel.** Bei den Förderungen mit Seil (oder Kette) ohne Ende wächst die Gefahr eines Seil- oder Kettenbruches im allgemeinen nach dem oberen Ende des Vollgleises hin, weil nach hierhin die Beanspruchung des Zugmittels ständig zunimmt. Eine Fangvorrichtung für aufwärtsgehende Kettenförderungen zeigt Abb. 658<sup>1)</sup>. Die Kettenscheibe *r* ist an einer Stelle eingebaut, wo aller Voraussicht nach ein etwaiger Kettenbruch eintreten wird, nämlich am oberen Ende der Förderbahn, kurz vor der Antriebscheibe. Sie ist mit

<sup>1)</sup> Glückauf 1904, Nr. 17, S. 463; Gertner: Fangvorrichtungen an steilen Förderbahnen.

dem Sperrad  $s$  fest verbunden. Im Falle eines Bruches der rechts sich bewegenden Vollkette vor der Antriebscheibe wird die Drehung der Ketten-  
scheibe in entgegengesetzter Richtung, also das Durchgehen des unteren  
Kettenstückes mit den Wagen, durch die Sperrklinken  $k_1 k_2$  gehindert. —  
Für Seilförderungen kann man, da bei Förderung mit geschlossenem Seil die  
Förderrichtung nicht wechselt, für die aufwärtsgehenden Wagen einfache  
Kipparme mit Gegengewicht verwenden, die, durch den aufwärtsgehenden  
Wagen heruntergedrückt, sofort wieder in Fangstellung hochklappen. Da sich

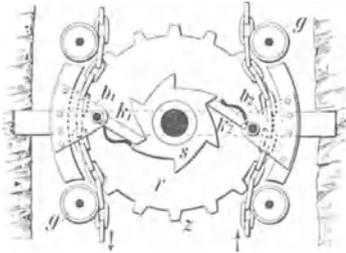


Abb. 658. Fangvorrichtung nach  
Berrendorf für Kettenbahnen.

aber solche Fänger für das Gleis mit Ab-  
wärtsförderung nicht eignen und sie außer-  
dem nur in gewissen Abständen eingebaut  
werden können, so daß ein aus größerer  
Höhe abgehender Wagen sie durchschlagen  
kann, so zieht man Fänger vor, die erst  
unmittelbar durch den abgehenden Wagen  
selbst aufgerichtet werden. Hierhin gehört  
die in Abb. 659a und b dargestellte, von  
der Gesellschaft für Förderanlagen  
Ernst Heckel m. b. H. gebaute Fang-  
vorrichtung von Stasch, die den ein-  
zelnen Wagen festhalten soll und sowohl

für aufwärts- als auch für abwärtsgehende Wagen geeignet ist. Sie be-  
steht aus einem dreiarmigen Hebel  $a$ , der um den Bolzen  $b$  in dem  
Schlitten  $c$  drehbar ist; der Schlitten wird von den  $\perp$ -Eisen  $d_1 d_2$  getragen  
und ist mit Klemmschrauben am Fuß jeder Schiene befestigt. Der Hebel

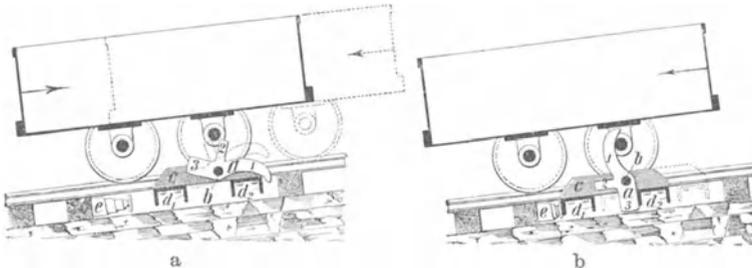


Abb. 659 a und b. Fangvorrichtung für aufwärts- und abwärtsgehende Wagen in Bremsbergen.

ist in seinen Gewichtsverhältnissen so ausgeglichen, daß sein Arm 2 in  
der Ruhelage annähernd senkrecht steht. In dieser Stellung wird er von  
den Achsen des hochgehenden sowohl wie des mit gewöhnlicher Förder-  
geschwindigkeit abwärtsgehenden Wagens etwas nach rechts bzw. links  
(Abb. 659a) herübergedrückt, um gleich wieder in die Ruhelage zurück-  
zupendeln. Geht der Wagen dagegen ab, so schlägt seine Vorderachse  
den Hebel  $a$  so heftig herum, daß dieser, ehe er wieder zurückfallen  
kann, mit seinem Fangarm  $1$  die Hinterachse festhält (Abb. 659b). Der  
dabei auftretende Stoß wird dadurch gemildert, daß die Klemmschrauben  
nachgeben und der Schlitten etwas abwärts gleitet, wobei noch eine  
Pufferfeder  $e$  für das Aufhalten des Schlittens vorgesehen werden kann.

Ähnlich ist die Wirkung der in Abb. 660 dargestellten Fangvorrichtung der Maschinenfabrik Hasenclever, bei der das Kammstück *a* sowohl von aufwärts- als von abwärtsgehenden Wagen heruntergedrückt werden kann; dadurch wird im letzteren Falle der Fangarm *b* von der vorderen Wagenachse so weit hochgeklappt, daß er bei zu großer Geschwindigkeit des Wagens noch in Fangstellung steht, bei geringerer bereits wieder zurückgefallen ist. Dabei wird der Schlitten, der vorn den Fangarm trägt, auf der Stange *c* durch die Klemme *d* gehalten, kann sich also unter der Stoßwirkung des gefangenen Wagens verschieben, worauf eine Pufferfeder *e* den letzten Stoß auffängt.

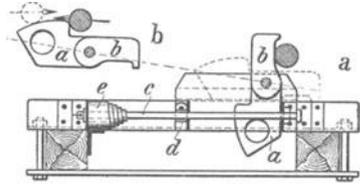


Abb. 660. Fangvorrichtung von Hasenclever.

### b) Sicherheitsverschlüsse.

170. — Allgemeines. Für Bremsberge mit steilerem Einfallen (von 30° aufwärts) sowie für Bremsschächte wird eine Sicherung der Zugänge notwendig, um die Anschläger sowohl als auch dritte Personen vor dem Absturz zu schützen. Am einfachsten sind solche Verschlüsse am Fuße und Kopfe eines Bremsschachtes, wo einfache Türen Verwendung finden können, die als Gittertüren gebaut und sowohl am unteren als auch am oberen Anschlag durch das Fördergestell selbst betätigt werden können, so daß der Verschuß bei Abwesenheit des Fördergestelles jederzeit selbsttätig gesichert ist. Das Anheben am oberen Anschlag erfolgt durch unmittelbares Erfassen eines an der Tür vorspringenden Nockens durch das Fördergestell, wogegen am unteren Anschlag nach Abb. 661 ein über eine Rolle geführtes Seil *b* zwischenzuschalten ist. Am Kopfe ist außerdem die Möglichkeit gegeben, einen im Schachte selbst liegenden Deckel zu verwenden, der durch das Fördergestell gehoben wird.

Dagegen ergeben sich an den Zwischenanschlagen Schwierigkeiten, weil durch die Verschußvorrichtungen die Förderung im Bremsberge und Bremsschachte nicht behindert werden darf. Die Verschlüsse an den Zwischenanschlagen können entweder allgemein gegenüber jedem Manne, der sich dem Bremsberge nähert, in Wirksamkeit treten, oder besonders auf den häufig vorkommenden Fall zugeschnitten sein, daß der Anschläger mit seinem Wagen heranzfährt und nicht genügend achtgibt. Die besondere Schwierigkeit, die in der Schaffung eines brauchbaren Verschlusses liegt, beruht nicht in der Bauart einer solchen Vorrichtung an sich, sondern in den scharfen Anforderungen, die an sie gestellt werden müssen, da der Verschuß auch nach den Veränderungen im Betriebe durch Verbiegen, Verschieben der Schacht- und Streckenzimmerung infolge des Gebirgsdruckes usw. nicht versagen darf. Außerdem ist dahin zu streben, daß dem Anschläger die Betätigung des Verschlusses nach Möglichkeit erleichtert

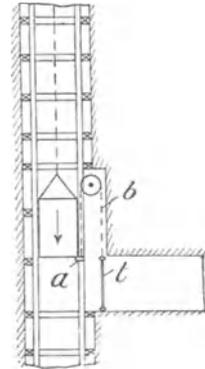


Abb. 661. Selbsttätiger Gittertüerverschuß am unteren Anschlage eines Bremsschachtes.

wird, so daß für ihn möglichst wenig Anreiz gegeben ist, die Vorrichtung unbrauchbar zu machen, und daß überdies die Unbrauchbarmachung erschwert wird.

171. — **Einfache Verschlüsse** sind Schranken in Gestalt schwenkbarer Eisenstangen (*a* in Abb. 662) u. dgl. Eine einfache Zusatzsicherung für den Fall, daß das Schließen der Drehschranke vergessen wird, stellt eine in etwa 20 cm Höhe über der Oberkante des Wagens fest eingelegte Eisenstange (*b* in Abb. 662) dar, die sich in genügend großer Entfernung vom Bremsberge

befindet, um den Absturz des Wagens bei seinem Hochkippen zu verhindern, falls der Anschläger vergessen hat, die Drehschranke *a* zu schließen. Allerdings können dann durch größere Kohlen- oder Bergestücke beim

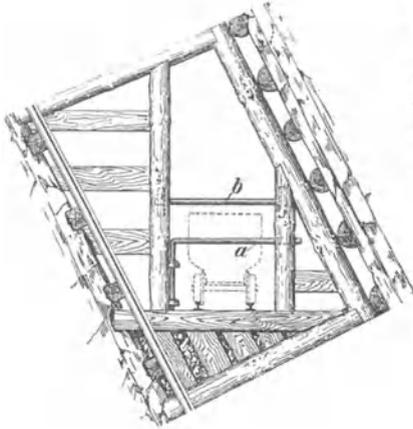


Abb. 662. Bremsberg-Zwischenanschlag mit Drehschranke und fester Eisenstange.

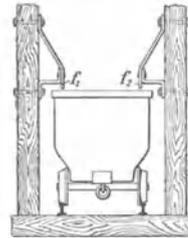


Abb. 663. Eisenwinkel als Wagenfänger (Masch.-Fabr. Hauhincó).

Aufschieben der Wagen auf das Gestell, wenn der Anschläger die Hände auf dem Wagenrand liegen hat, leicht Fingerquetschungen verursacht werden, weshalb man auch wohl die söhlige Stange durch zwei dachförmig gegeneinander geneigte Fanghölzer ersetzt oder nach Abb. 663 sich mit zwei an den Anschlaghölzern angebrachten Eisenwinkeln  $f_1$   $f_2$  begnügt, die in die Ecken des Wagens hineinfassen.

172. — **Selbstwirkende Verschlusseinrichtungen. Überblick.** In neuerer Zeit hat das Bestreben, eine zwangsläufige Betätigung des Verschlusses herbeizuführen, zu einer großen Anzahl von Vorrichtungen geführt, so daß hier nur die für die verschiedenen Grundgedanken bezeichnenden Vorkehrungen erwähnt werden können. Es können dabei drei Gruppen von Verschlüssen unterschieden werden, nämlich:

1. solche, die sich auf Einrichtungen in der Anschlagstrecke selbst beschränken und von der Bewegung des Förderwagens auf dieser Strecke abhängig sind;
2. Verschlüsse, bei denen das Gestell mit gewissen, am Anschlag getroffenen Einrichtungen derartig zusammenwirkt, daß der Anschlag erst dann geöffnet werden kann, wenn das Gestell angekommen ist, und daß anderseits das Gestell den Anschlag erst nach Schließen der Verschlussvorrichtung wieder verlassen kann;

3. Verschlüsse, bei denen die unter 2. genannten Wirkungen erzielt werden, außerdem aber noch als weitere Sicherheitsmaßregel das Lüften der Bremse von der Herstellung des Verschlusses abhängig gemacht wird.

173. — Die auf die Anschlagstrecke beschränkten Einrichtungen beruhen auf dem Grundgedanken, daß der Anschläger durch Öffnen des Verschlusses vor dem Bremsberg einen Verschuß in der Strecke einschaltet, dessen Beseitigung ihn bei der Rückfahrt nötigt, den Bremsbergverschuß wieder herzustellen. Die hierher gehörigen Vorrichtungen — Weichen mit zwei Wechselbäumen, Eisenstangen mit zwei gegeneinander versetzten Sperrhebeln, Verbindungen von Klapp- und Drehschranke, besonders gebaute Hemmschuhe — sind in den früheren Auflagen dieses Bandes beschrieben, auf die verwiesen werden muß. Sie haben heute nur noch geringe Bedeutung, da sie den Anschläger zu sehr anstrengen und sich auch nur für einseitiges Aufschieben, nicht für den Durchschiebebetrieb eignen. Nur die auch aus Abb. 664 ersichtliche gekröpfte Eisenstange sei noch wegen ihrer Einfachheit hervorgehoben. Sie hält in heruntergeklappter Stellung (gestrichelt in Abb. 664) den Wagen auf und ist derartig angebracht, daß sie selbsttätig in diese Verschußstellung herunterkippt; sie vereinigt so in sich die früher gebräuchliche Schranke unterhalb und die fest eingelegte Eisenstange oberhalb des Wagenrandes.

174. — Zusammenwirken von Gestell und Anschlag. Die hierher gehörigen Verschlüsse bilden die wichtigste Gruppe. Es lassen sich bei ihnen noch verschiedene besondere Arten unterscheiden:

a) Das Gestell wirkt durch einen von ihm ausgeübten Widerstand; der Anschlag wird also nach Entfernung des Gestelles selbsttätig wieder geschlossen, das Gestell jedoch nicht festgehalten. Ein einfaches Beispiel für einen derartigen Verschuß bei Bremsbergen ist die Verbindung der bereits vorher erwähnten drehbaren, gekröpften Eisenstange *s* (Abb. 664) mit dem Gestell durch eine Kette *k*, die mit einer Hülse an der Stange befestigt ist und mit einem Gliede über den Stift *z* greift, der sich an einem drehbaren Winkelhebel *h* am Gestell befindet; letzterer wird durch die Feder *f* in der gezeichneten Lage festgehalten. Die Eisenstange, die so verlagert ist, daß sie selbsttätig herunterkippt, wird mit Hilfe der Kette und der Hülse vom Anschläger an dem Stifte *z* des Gestelles befestigt und dadurch hoch gehalten. Das hoch- oder niedergehende Gestell zieht dann den Stift aus der Kette (*s.* die gestrichelte Stellung) und gibt so ohne Zutun des Anschlägers die Stange frei, so daß diese in ihre untere Stellung zurückschlägt.

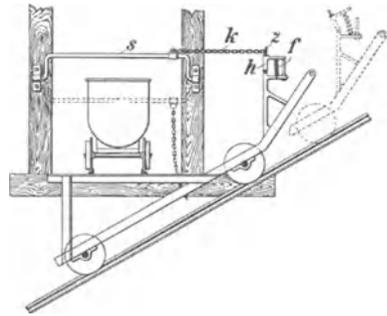


Abb. 664. Bremsbergverschluss mit gekröpfter Stange und Kette.

b) Bei einer zweiten Gruppe von Verschlüssen wird das Gestell selbst durch einen vom Schlepper eingerückten Widerstand festgehalten. Hierhin gehört der auf Schachtanlagen der A.-G. Hoesch-Köln Neuessen für Stapelschächte eingeführte Riegelverschluss nach Abb. 665. Der den Riegel

*a* betätigende Handhebel *b* wird durch das Gegengewicht *c* in die Sperrlage zurückgelegt. Er kann, wenn das Gestell am Anschlage steht, durch die Kette *d* an ihm befestigt werden, wobei gleichzeitig das Gestell durch den mit dem Auslegen des Handhebels vorgeschobenen Schuh *e* festgehalten wird. Seine Freigabe kann also nur dadurch erfolgen, daß der Hebel nach Lösen der Kette wieder zurückgelegt und die Sperrstellung wieder hergestellt wird. Vorteilhaft bei diesem Verschuß ist, daß der Anschläger sich nicht zu bücken braucht, nachteilig die bei allen solchen Verschlüssen sich ergebende Schwierigkeit, daß der Schuh nur bei einer bestimmten, im Stapelbetrieb nicht leicht einzustellenden Stellung des Gestells einspielen kann.

c) Eine dritte Gruppe ist dadurch gekennzeichnet, daß für gewöhnlich ein Widerstand dem Öffnen des Verschlusses entgegengesetzt und dieser Widerstand erst durch das Fördergestell selbst ausgelöst wird, so daß der Verschuß nur während des Aufenthaltes des Gestelles am Anschlage geöffnet werden kann. Außerdem kann durch das Öffnen des Verschlusses

ein Widerstand betätigt werden, der das Gestell am Anschlage festhält, bis der Verschuß wieder hergestellt ist.

Die früheren Verschlüsse dieser Art<sup>1)</sup> litten an dem gemeinsamen Übelstande, daß sie das Ineinandergreifen einer durch das Gestell freigegebenen Öffnung und eines in diese sich hineinschiebenden Stiftes od. dgl. verlangten und daher schon durch kleine Verschiebungen der Zimmerung infolge des Gebirgs-

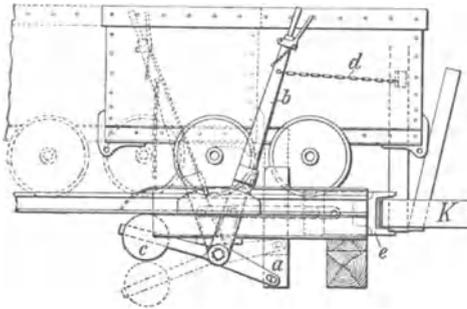


Abb. 665. Blindschachtverschluß mit Hebelfestlegung.

druckes unbrauchbar gemacht werden konnten. Die heute eingeführten Verbesserungen lösen dagegen die Aufgabe durch schräge oder gekrümmte Führungsflächen, deren Wirkung gegen Verschiebungen weitgehend unempfindlich ist.

Eine unmittelbare Einwirkung auf die Schiebetüren selbst kennzeichnet den Verschuß der Maschinenfabrik Ernst Hese nach Abb. 666 a und b, der außerdem den Vorteil bietet, daß dem Anschläger die Bewegung der Türen abgenommen wird und daß die Türen auf beiden Seiten gleichzeitig bewegt werden. Die Türen laufen in ihren Rollen auf den schrägliegenden Schienen  $a_1 a_2$  und werden in den jeweiligen Endstellungen durch die Anschläge  $b_1 b_2$  festgehalten. Das von oben oder von unten kommende Fördergestell drückt mit seiner unteren oder oberen, schräg verlaufenden Winkeleisenführung *c* die Rolle *d* des Hebels *e* zur Seite und öffnet damit das Steuerventil *f*, wodurch mittels der Druckleitung  $g_1$  der Zylinder  $h_1$  von unten Druck erhält, so daß der Kolben in ihm mittels des Flacheisens *a* die beiderseitigen Schienen  $a_1$  vorn hochdrückt und die Türen zum Abflauen bringt. Mit dem Verlassen des Anschlages erhält die Rolle *d* die Möglichkeit, auf der entgegen-

<sup>1)</sup> S. die früheren Auflagen dieses Bandes.

gesetzten Schrägfläche der Führungsleiste  $c$  wieder zurückzugleiten, so daß der Zylinder  $h_1$  durch die Leitung  $g_2$  von oben unter Druck gesetzt wird, sein Kolben das Flacheisen  $a$  mit den Schienen  $a_1$  zurückzieht und die Türen in die Verschußstellung zurücklaufen. Für das zweite Fördertrumm ist die gleiche Einrichtung auf der Gegenseite vorhanden.

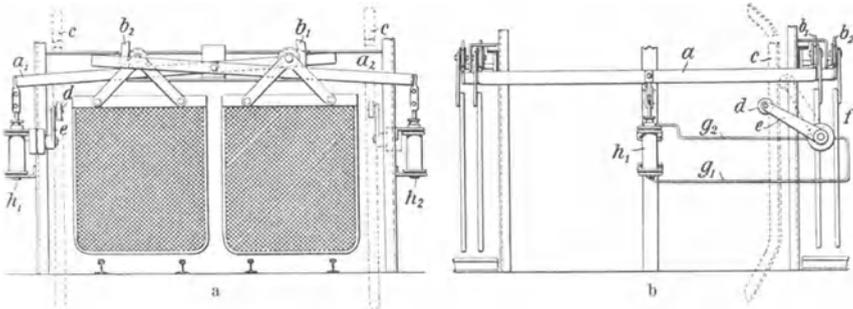


Abb. 666 a und b. Gittertüerverschluß mit Preßluftbetätigung.

Als einfacher und sicherer Verschuß hat sich der Kippriegel nach Abb. 667 bewährt. Der Riegel  $a$  hängt infolge des Übergewichtes seines vorderen Endes dauernd in der Verschußstellung. Da er in einer um den Bolzen  $c$  schwenkbaren Doppellasche  $b$  aufgehängt ist, so kann der Anschläger ihn nach Anknüpfung des Bremsgestells am Anschläge hochziehen (Stellung III) und dann auf den Gestellboden (Stellung I) legen. Die freie Beweglichkeit des Hebels ermöglicht

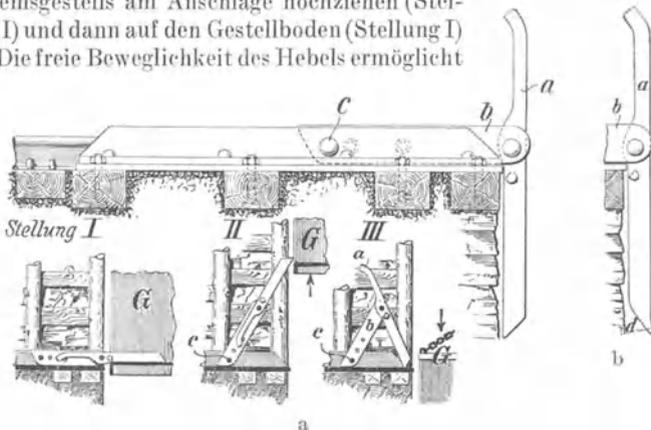


Abb. 667 a und b. Kippriegelverschluß von Moll.

sein selbsttätiges Anheben gemäß Stellung II, so daß der Verschuß die Abwärts- sowohl wie die Aufwärtsförderung im Bremsberge bzw. Stapelschächte gestattet. Zweckmäßig wird nach der Verbesserung von Betriebsführer Romberg der Riegel aus der Mitte heraus nach der Seite gerückt, um das Hängenbleiben der Wagenkupplungen an ihm zu verhüten. Neuerdings führt die Maschinenfabrik Mönninghoff ihn als Doppelriegel mit zwei Flacheisen aus, wodurch gemäß Abb. 668 gleichzeitig der Vorteil erzielt wird, daß die beiden Flacheisen eine Gleisverbindung zwischen Anschlag und Gestell

herstellen und somit eine einfache Schwingbühne (vgl. unten, Ziff. 216) bilden, die Höhenunterschiede auszugleichen gestattet. Allerdings wird dadurch dem Anschläger das Anheben des Riegels erschwert, das ohnehin einen Nachteil des Kippriegels bildet. Zweckmäßig erscheint daher eine auf der Zeche Königsgrube erprobte Abänderung, bei der gemäß Abb. 667b der Riegel unten (bei d) nach dem Schacht hin umgebogen wird, so daß er durch das hochkommende Fördergestell selbst mitgenommen wird.

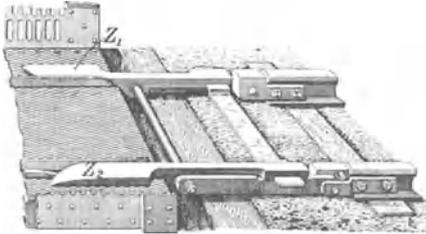


Abb. 668. Kippriegel als Schwingbühne.

Arbeiten (Fördern von Langholz, Schienen, Maschinenteilen, Ausbesserungsarbeiten u. dgl.) eintreten kann. Bekämpft werden solche Unfälle in erster Linie durch eine einwandfreie Signalvorrichtung. Außerdem sind Vorrichtungen im Gebrauch, durch die das Fördergestell während der Arbeiten am Anschlag festgehalten wird.

Ein einfaches Hilfsmittel dieser Art ist der in Abb. 665 wiedergegebene Schuh, der den Gestellboden umfaßt. Auch werden kräftige Bolzen verwandt, die am Anschlag von der Seite her durch eine Aussparung in der Spurlatte und durch die Seitenwand des Gestells gesteckt werden. Eine für den Schutz der Schachthauer bei Ausbesserungsarbeiten im Schachte bestimmte Einrichtung ist die in Abb. 669 dargestellte von Heinr. Korfmann jr. Am Fördergestell ist die Rundeisenstange  $a$  drehbar verlagert. Sie ist mit einem festen Ansatz  $b_1$ , der eine Bewegung nach unten durch Anschlagen gegen den Einstrich  $E_1$  verhindert, und einem mittels eines Schellenbandes  $c$  verschiebbaren Anschlag  $b_2$  versehen, der unter den oberen Einstrich faßt und so gegen Hochziehen sichert. Der Handgriff  $d$  dient zum Drehen, der Zapfen  $e$ , der unter eine Hülse auf dem Gestellboden faßt, zum Feststellen der Stange während der Förderung.

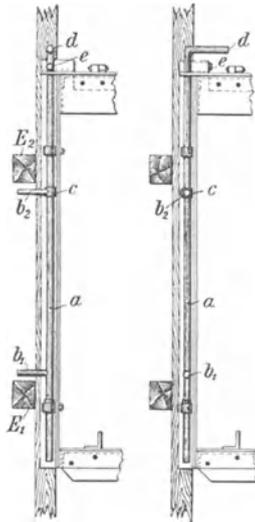


Abb. 669. Festhaltevorrchtung für Stapelkörbe.

Eine andere Gruppe von Sicherheitsvorrichtungen wendet sich gegen die Folgen eines fahrlässigen oder absichtlichen Offenlassens des Fahrventils bei den Drucklufthaspeln; der letztere Fall tritt ein, wenn der Haspelwärter, um am Ende der Schicht rasch nach unten zu kommen, den Haspel mit leicht angezogener Bremse in Gang setzt und auf den Korb springt. Der Haspel läuft dann, wenn am unteren Anschlag kein Absperrventil vorhanden ist oder der Haspelwärter dieses zu schließen vergißt, weiter, so daß die Bremsklötze in Brand geraten können. Die dagegen angewandten

Mittel<sup>1)</sup> sind zunächst solche, die zur Verhütung des Entstehens oder Umsichgreifens von Bränden zur Verfügung stehen: selbsttätige Löschverfahren mit Benutzung von Wasser und Gesteinstaub, feuersichere Ausbauprozesse und Verwendung feuersicherer Bremsklötze. Andere Vorrichtungen, wie sie die Maschinenfabriken Emil Wolff, A. Beien, Gebr. Eickhoff, F. W. Moll Söhne und andere entwickelt haben, wirken auf die Steuerung des Haspels, indem sie bei Überschreitung der Förderhöhe durch eine Wandermutter die Luftzufuhr absperren lassen oder für selbsttätigen Ventilschluß sorgen, sobald der Haspelwärter den Ventil- oder Bremshebel losläßt, oder (Firma Otto Adolphs, Dortmund) durch Ausbildung des Ventil-Handrades als geschlossene Scheibe sein Feststellen in Öffnungstellung verhindern.

## V. Die Schachtförderung<sup>2)</sup>.

### A. Einleitung.

**176. — Bedeutung der Schachtförderung für die verschiedenen Bergbaugebiete.** Die Schachtförderung umfaßt die Förderung der unterirdisch gewonnenen Massen zur Erdoberfläche. Sie ist heute für zahlreiche Bergbaubezirke sehr wichtig geworden, weil sowohl die Förderteufen als auch die gleichzeitig zu hebenden Lasten mehr und mehr angewachsen sind. Die durch diese beiden Größen verursachten Schwierigkeiten steigern sich gegenseitig, indem größere Tiefen nicht nur zur Aufrechterhaltung einer gewissen Förderleistung dazu nötigen, die gleichzeitig zu fördernden Lasten entsprechend zu steigern, sondern darüber hinaus zu einer erheblichen Erhöhung der Förderleistung selbst zwingen, um die für tiefere Gruben erheblich gesteigerten Kapitalaufwendungen auf größere Fördermengen verteilen zu können.

Für die Schachtförderung bietet der Steinkohlenbergbau die weitaus schwierigsten Bedingungen, da er sowohl die Bewältigung sehr großer Massen verlangt, als auch in teilweise schon sehr bedeutende Tiefen eingedrungen ist. Über die Verteilung der Teufenstufen im Ruhrbezirk auf die verschiedenen Schachtanlagen unterrichtet das Schaubild in Abb. 670<sup>3)</sup>, das allerdings eine durch Stilllegen verschiedener Schachtanlagen verschleierte Entwicklung wiedergibt, immerhin aber den geringen Anteil der Teufen von weniger als 400 m und das rasche Anwachsen des Anteils der Teufenstufe von 600—800 m in den letzten Jahren erkennen läßt.

Der Erzbergbau kommt in Deutschland wegen seiner geringen Fördermengen und mäßigen Fördertiefen mit bedeutend kleineren Förderleistungen aus, stellt jedoch in manchen ausländischen Bergbaugebieten (z. B. am Oberen See in Nordamerika, in Australien und in Transvaal) an die Schachtförderung

<sup>1)</sup> Näheres s. Glückauf 1924, Nr. 40, S. 891 u. f. und 1925, Nr. 9, S. 254; Dr.-Ing. R. Forstmann: Bekämpfung und Verhütung von Haspelkammerbränden.

<sup>2)</sup> Näheres s. Bansen-Teiwes: Die Schachtförderung (Berlin, J. Springer), 1913; — ferner Th. Möhrle: Die Fördermittel (Breslau, Phoenix-Verlag), 1911.

<sup>3)</sup> S. Glückauf 1931, Nr. 31, S. 961; Dr. E. Jüngst: Die bergbauliche Gewinnung im niederrheinisch-westfälischen Bergbaubezirk; — ferner den auf S. 358 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von F. W. Wedding, S. 1319.

Ansprüche, die denen unserer großen Steinkohlengruben mindestens gleichkommen. Der deutsche Kalisalzbergbau hat teilweise mit großen Tiefen zu rechnen und hat auch seine auf den einzelnen Schacht entfallenden Förderleistungen durch

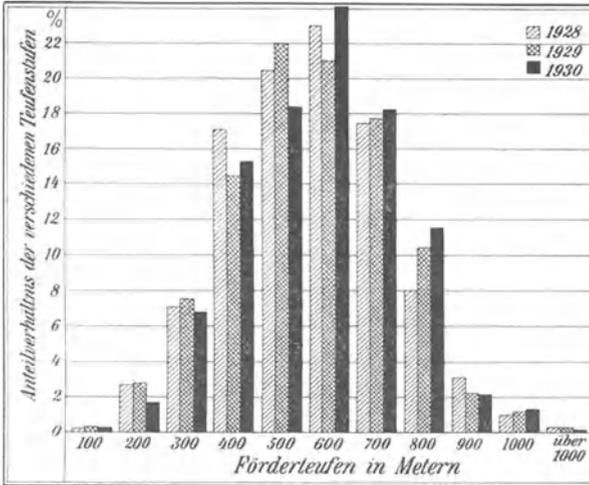


Abb. 670. Verteilung der Förderschächte des Ruhrbezirks auf die verschiedenen Tiefenstufen.

1. sich damit begnügt, die gewonnenen Massen einfach in besondere Schachtfördergefäße zu stürzen, also ohne die tote Last der Förderwagen zutage zu heben (Gefäß- oder Kübelförderung, vgl. oben, Ziff. 156, S. 539 u. f.), oder

2. die Streckenfördergefäße auf besondere Gestelle aufschiebt und mit diesen zutage hebt (Gestellförderung).

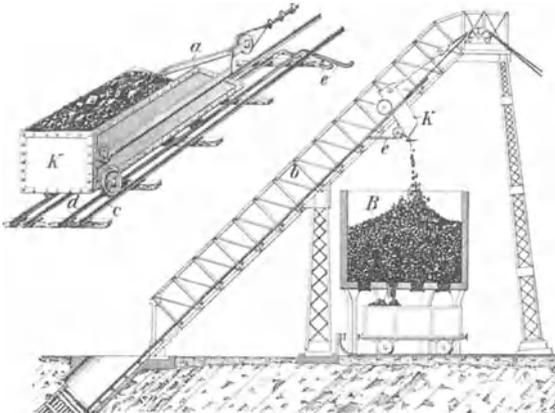


Abb. 671. Tonnlägige Kübelförderung der Gesellschaft für Förderanlagen Ernst Heckel m. b. H. in Saarbrücken.

Im Steinkohlenbergbau herrscht die Gestellförderung durchaus vor. Sie verdankt diese herrschende Stellung in erster Linie dem Umstande, daß sie die Kohle ohne Umladung zu fördern und infolgedessen ihre Zerkleinerung sowohl als auch die Staubbildung entsprechend zu beschränken gestattet. Es läßt sich jedoch nicht verkennen, daß diese Förderart schwerwiegende Nachteile in sich schließt, die es erklärlich erscheinen lassen, daß man für Mineralien, bei denen auf diese Gesichtspunkte nicht Rücksicht genommen zu werden braucht, in großem Umfange von der Gefäßförderung

Zusammenlegen der Betriebe in großem Umfange erheblich gesteigert, während beim unterirdisch betriebenen Braunkohlenbergbau die Fördermengen bedeutend, die Teufen aber meist geringfügig sind.

**177. — Allgemeine Möglichkeiten der Schachtförderung.** Die Ausführung der Schachtförderung ist verschieden, je nachdem man

Gebrauch macht. Insbesondere hat diese schon vor längerer Zeit im deutschen Salzbergbau Eingang gefunden<sup>1)</sup>).

### B. Gefäß- oder Kübelförderung<sup>2)</sup>.

**178. — Die Fördergefäße (Kübel).** Die im ausländischen Erzbergbau seit langem gebräuchliche Ausbildung des Fördergefäßes ist diejenige als Kippkübel, wie er in Abb. 671 nach einer Ausführung für eine französische Eisenerzgrube in der Normandie für die tonnlägige Förderung veranschaulicht ist und mit entsprechender Umgestaltung auch für die Seigerförderung verwandt werden kann (vgl. auch Abb. 636 auf S. 539).

Eine weit verbreitete Durchführung des Kippvorganges ergibt sich aus der Abbildung. Die Vorderräder des Kübels *K* laufen auf einem Gleise *d* mit geringerer Spurweite, als sie das für die Hinterräder bestimmte Gestänge *c* hat. Die inneren Schienen sind oberhalb des Bunkers *B* aus der Förderebene heraus nach vorn (*e*) geführt, so daß das am unteren Ende mittels des drehbaren Bügels *a* vom Seil gefaßte Gestell an der Hängebank selbsttätig hinten hochgehoben und in die Kipplage gebracht wird.

Bei Seigerförderung läßt man in der Regel eine am Kübel angebrachte Rolle an der Hängebank in eine Kurvenführung einlaufen, während das von der Fördermaschine gezogene Rahmengestell seinen Weg geradlinig fortsetzt<sup>3)</sup>).

Der Kippkübel zeichnet sich durch einfache und kräftige Bauart aus. Nachteilig ist aber, daß er große Bewegungskräfte für den Kippvorgang verlangt, ein stärkeres Zerschlagen des Fördergutes infolge des Vorrollens der größeren Stücke beim Kippen herbeiführt und das Seil während des Kippvorganges weitgehend entlastet, so daß bei Treibscheibenförderung Rutschgefahr eintritt. Auch führt die Notwendigkeit des langsamen Einfahrens in die Anschläge, wie sie zur Vermeidung gefährlicher Stöße erforderlich ist, zu einer verringerten Förderleistung. Daher hat sich neuerdings der Kübel mit Bodenentleerung (kurz als „Bodenentleerer“ bezeichnet) rasch eingeführt, dessen Verschluß mit geringem Kraftaufwand geöffnet werden kann und der eine sanftere Behandlung des Fördergutes beim Entleeren ermöglicht. Eine Ausführung für geringe Nutzlast zeigt Abb. 672<sup>4)</sup>. Der Förderbehälter *II* bildet nur eine Abteilung des Fördergestelles *I—III*; er ist oben mit einem Roste *a* abgedeckt, der als Standfläche für Leute und Betriebsstoffe dient, ohne

<sup>1)</sup> Zeitschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1914, Nr. 20, S. 780 u. f.; Buhle: Die Förder- und Speicheranlagen der Gewerkschaft Wefensleben; — ferner Glückauf 1916, Nr. 6, S. 108 u. f.; P. Cabolet: Die unterirdischen Mahl- und Speicheranlagen der Kaliwerke Heimboldshausen und Ransbach usw.; — ferner Glückauf 1928, Nr. 41, S. 1377 u. f.; Dr.-Ing. Fr. Herbst und A. Woeste: Die Kübelförderanlage Hattorf der Kaliwerke Aschersleben.

<sup>2)</sup> Näheres s. Zeitschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1924, Nr. 26, S. 665 u. f.; Schütt: Hauptschacht-Gefäßförderungen; — ferner Kohle und Erz 1925, Nr. 17, Sp. 691 u. f.; P. Walter: Gesichtspunkte für Kübelförderungen; — ferner Zeitschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1927, Nr. 21, S. 626 u. f.; P. Walter: Die Kübelförderung im Bergwerksbetriebe; — ferner ebenda 1930, Nr. 27, S. 929 u. f.; Dr.-Ing. Fr. Herbst: Der heutige Stand der Gefäß-Schachtförderung im deutschen Bergbau.

<sup>3)</sup> Näheres s. Fördertechnik u. Frachtverkehr 1926, Heft 2, S. 17 u. f.; P. Walter: Der Kippvorgang des kippenden Kübels bei der Kübelförderung

<sup>4)</sup> S. den in Anm. 1) angeführten Aufsatz von Cabolet, S. 108.

das Einfüllen des Salzes zu hindern, und wird aus dem Bunker *F* durch Vermittlung einer Klappschurre gefüllt. Unter ihm ist noch eine durch Türen verschließbare Fahrabteilung vorgesehen. Die Bodenklappe *c* wird durch einen um *d* drehbaren Schwinghebel betätigt, der oberhalb der Hängebank gegen einen Anschlag stößt und dadurch die Klappe öffnet, so daß das Salz auf der schrägen Schurre *f* herausrutschen kann.

Gut bewährt hat sich der von Dr.-Ing. C. Roeren angegebene Kurbelverschluß nach Abb. 673. Der Kübel ist unten mit spitz zulaufendem Querschnitt gebaut, so daß sich beim Füllen rasch ein mit Fördergut gefüllter Keil bildet, der den Aufprall der nachfolgenden Sturzmassen mildert. An der Hängebank werden die seitlich ausgreifenden Führungsrollen *a* durch Kurvenführungen *b* erfaßt und in der aus Abb. 676

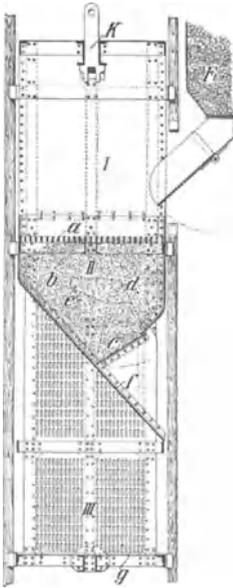


Abb. 672. Fördergestell der Gewerkschaft Ransbach mit eingebautem Kübel.

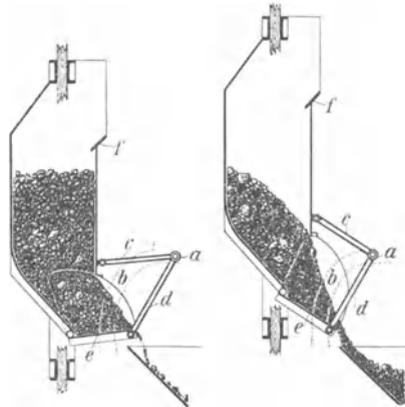


Abb. 673. Fördergefäß mit Entleerung durch Öffnen einer Bodenklappe.

ersichtlichen Weise abgelenkt. Dadurch werden die beiderseits angeordneten Kurbeln *c* gedreht, die ihrerseits durch die Zugstangen *d* die Bodenklappe *e* senken. Die Entleerung beginnt bereits bei teilweiser Freigabe des Auslaufquerschnittes und setzt sich während des weiteren Hochgangs des Kübels fort. In der Öffnungstellung bildet die Bodenklappe gleichzeitig die Brücke zur Auslaufschurre an der Hängebank.

Einen Bodenentleerer mit einem während der Förderung waagrecht liegenden Boden baut die Firma B. Walter, Gesellschaft für Ingenieurbau m. b. H. in Gleiwitz O.-S.; der Verschluß besteht aus 2 miteinander verriegelten Blechkästen, die an den Anschlägen durch zwangsläufige Rollenführung gegeneinander verschoben werden und so gleichzeitig den Auslauf freigeben und die Auslaufschurre bilden. Dadurch wird in einfacher Weise das Einfördern von Schienen, Langholz usw. ermöglicht.

Der Bodenentleerer vermeidet die erwähnten Nachteile des Kippkübels, hat allerdings ein um etwa 10% größeres Gewicht als dieser. Er ist wegen der größeren Schonung des Fördergutes, die sich sowohl bei der Füllung wie bei

der Entleerung ergibt, das gegebene Fördergefäß für die Kohlenförderung, während der Kippkübel sich besser für Erz- und Bergförderung eignet.

Das Gewicht des Kübels kann mit etwa 0,9—1,2 t je Tonne Nutzlast angenommen werden; es schwankt je nach der Bauart und dem spezifischen Gewicht des Fördergutes und ist daher im allgemeinen bei Kohle größer als bei Erz. Die Entleerung erfordert einen Zeitaufwand von etwa 1—1,3 Sekunden je Tonne Inhalt.

**179. — Einrichtungen am Füllort und an der Hängebank.** Die Gefäßförderung bietet an sich die Möglichkeit, in Bunkerräumen am Füllort größere Mengen des Fördergutes zu speichern und damit die Schachtförderung von der

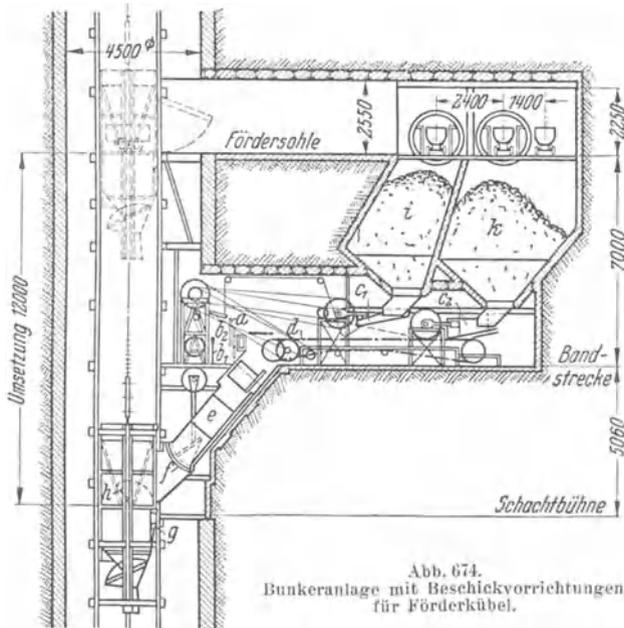


Abb. 674.  
Bunkeranlage mit Beschickvorrichtungen  
für Förderkübel.

Streckenförderung weitgehend unabhängig zu machen und sie gleichmäßig und daher sehr leistungsfähig zu gestalten. Jedoch sind große Bunkerräume nachteilig, da sie verhältnismäßig kostspielig sind, wegen des im Grundriß beschränkten Raumes große Tiefen und damit eine nicht unerhebliche Zunahme des Förderweges erfordern und für empfindliches Fördergut die Gefahr der Zerkleinerung durch Sturz und durch Abrieb unter dem Druck der überlagernden Massen mit sich bringen. Andererseits ermöglicht die Gefäßförderung die Verwendung größerer Förderwagen und erleichtert damit die Speicherung größerer Fördermengen im Füllort selbst. Man begnügt sich daher heute mit kleinen Bunkerräumen, deren Fassungsraum nur ausreicht, um die ankommenden Förderwagen nicht unnötig lange festzuhalten. Außerdem wird in der Regel ein sog. „Meßbunker“ eingeschaltet, der die dem Inhalt des Fördergefäßes entsprechende Menge faßt und so dessen rasche Füllung vorbereitet. Abb. 674 zeigt eine solche Anlage, die für die Schachtanlage Meißen (bei

Minden) der Ilseder Hütte von der Skip-Co. in Essen entworfen und von der Deutschen Maschinenfabrik ausgeführt worden ist und die gleichzeitig erkennen läßt, daß die Gefäßförderung auch für die Förderung von zwei verschiedenen Arten von Fördergut eingerichtet werden kann. In diesem Falle sollen Kohlen und Berge in etwa halbstündigem Wechsel gefördert werden, und zwar dient der Bunker *i* mit 25 m<sup>3</sup> Inhalt für die Berge-, der Bunker *k* mit 35 m<sup>3</sup> Inhalt für die Kohlenförderung. Die Bunker geben ihren Inhalt nach Einschalten der Rüttelschuhe *c*<sub>1</sub> *c*<sub>2</sub> auf das Band *d* ab, das in die beiden Meßbunker *e* austrägt. Die Bewegung der Rüttelschuhe und des Bandes kann vom Bedienungsmann, der seinen Standort bei *b*<sub>2</sub> hat, mittels des Handrades *a*

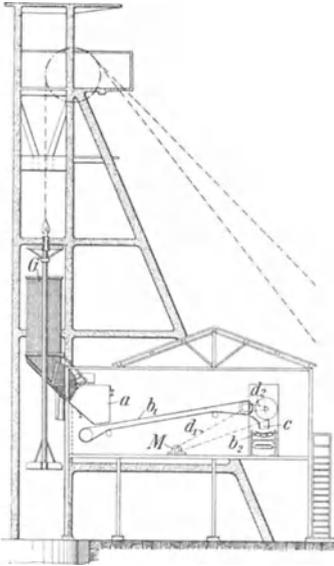


Abb. 675. Hängebank für Gefäßförderung.

betätigt werden. Dieser steuert außerdem mittels des Hebels *b*<sub>1</sub>, der auf einen Druckzylinder wirkt, die Verschußschieber *f* der Meßbunker. Alle diese Bewegungen werden aber erst dadurch ermöglicht, daß das Fördergefäß, in der richtigen Stellung angelangt, eine Klinke herumwirft und damit eine Sperrung des Handrades *a* und des Hebels *b*<sub>1</sub> auslöst, so daß die unzeitige Auslösung ausgeschlossen ist.

An der Hängebank wird in der Regel das Fördergefäß durch Vermittlung eines Zwischenbunkers auf einen Gurtförderer entleert, der gleichzeitig die Möglichkeit bietet, das Fördergut auf die für die Aufbereitung und Verladung erforderliche Höhe zu heben, wodurch es ermöglicht wird, mit einer geringeren Höhe der Hängebank auszukommen. Ein Beispiel bringt Abb. 675, die eine Förderanlage der Grube La Houve (Lothringen) wiedergibt. Das Gefäß *G* entleert seinen Inhalt in den Zwischenbunker *a*, der auf das ansteigende Band *b*<sub>1</sub> austrägt, das seine Beschickung durch die Schurre *c* an das Band *b*<sub>2</sub> abgibt. Die Bänder werden vom Motor *M* mittels der Riemenübertragungen *d*<sub>1</sub> *d*<sub>2</sub> angetrieben<sup>1)</sup>.

Bei trockenem Fördergut muß der Staubentwicklung begegnet werden. Die Skip-Co. sieht neuerdings Rohrleitungen vor, in die das in geschlossener Masse aus dem Meßbunker in den Förderkübel herabrutschende Fördergut die verdrängte Luft unten hineindrückt, während am oberen Ende die Saugwirkung des Fördergutes diese Luftbewegung unterstützt. An der Hängebank wird der Anschluß des Förderkübels an die Förderbänder zweckmäßig staubdicht abgekapselt (s. Abb. 676, die die Hängebank für eine Kalisalzförderung darstellt).

**180. — Gefäßförderung und Seilfahrt.** Die Gefäßförderung ist an sich für die Seilfahrt ungeeignet, obwohl man im südafrikanischen Erzbergbau gelegentlich die Leute im Gefäß selbst befördert hat. An Hilfsmitteln, um auch die Seilfahrt zu ermöglichen, kommen folgende in Betracht:

<sup>1)</sup> S. Glückauf 1929, Nr. 31, S. 1075 u. f.; Dr. Ing. Fr. Herbst: Die erste französische Kübelförderanlage für Steinkohle.

1. Ausgestaltung der Seitenwände als bewegliche Klappbühnen, die beim Übergange von der Förderung zur Seilfahrt heruntergeklappt werden und als Standböden dienen.

2. Auswechseln der Fördergefäße gegen Seilfahrtgestelle durch Vermittlung großer, auf Schienen laufender Laufkatzen, mit denen die Gefäße nach dem Loskuppeln vom Zwischengeschirr aus- und die Gestelle eingefahren werden.

3. Einrömmige Förderung mit Benutzung eines Seilfahrtgestells als Gegengewicht.

4. Ausrüstung des Fördergefäßes mit einer oder mehreren Standflächen für die Seilfahrt gemäß Abb. 672 und 674; letztere Abbildung läßt erkennen, daß man dann für die Seilfahrt den Füllortanschlag benutzen kann; (s. die gestrichelt gezeichnete Stellung des Fördergefäßes, aus der auch die Verwendung der Standfläche für die Förderung von Werkstoffen u. dgl. ersichtlich ist).

Von diesen Möglichkeiten hat man die unter 2. genannte verschiedentlich im südafrikanischen Erzbau ausgenutzt. Die im deutschen Steinkohlenbergbau angewandten Hilfsmittel 3. und 4. kommen nur für kleinere Fördergefäße und (wegen ihrer geringen Leistungsfähigkeit) nur für geringere Belegschaftszahlen in Betracht.

Im allgemeinen bringt überhaupt die Vereinigung von Förderung und Seilfahrt den Nachteil, daß man dann an die Vorschriften der größeren Seilsicherheit für die Seilfahrt gebunden ist und damit auf die durch die Gefäßförderung gebotene Möglichkeit, mit geringeren Seilstärken auszukommen, verzichten muß. Gerade diese Möglichkeit ist aber für tiefe Schächte, für welche die Beschaffung von Seilen mit der erforderlichen Tragfähigkeit rasch anwachsende Schwierigkeiten verursacht, von besonderer Wichtigkeit. Da andererseits die Sicherstellung der Förderung auf großen Anlagen ohnehin eine zweite Förderanlage erfordert und bei der Gestellförderung Schachtanlagen mit zwei bis vier Fördermaschinen häufig sind, so verdient die Einrichtung einer besonderen Förderung für die Seilfahrt den Vorzug, zumal diese dann auch für die Holz- und Bergförderung und für andere, mit der Gefäßförderung schwieriger zu lösende Förderaufgaben ausgenutzt werden kann. Man hat dann für die Seilfahrt mehr Zeit und kann demgemäß mit schwächerer Besetzung der Fördergestelle und entsprechend geringerer Seilbelastung auskommen. (S. auch unten, Ziff. 199).

**181. — Gefäßförderung und Bergförderung.** Bereits oben (Ziff. 156) wurde der Schwierigkeiten gedacht, die sich bei der Gefäßförderung für das Einhängen von Versatzbergen durch die erforderliche Verdoppelung und dementsprechende Verteuerung der Anschläge ergeben. Diese Schwierigkeiten machen

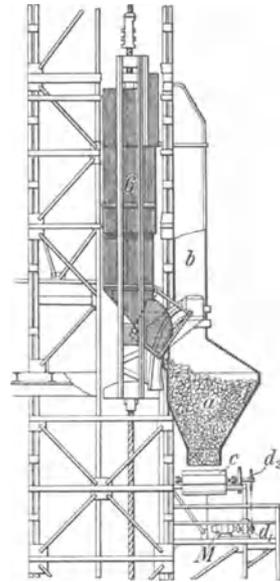


Abb. 676. Staubdichter Gefäßausstrag mit angeschlossener Bandförderung auf Schacht Grimberg der A.-G. Wintershall.

sich besonders im Steinkohlen- und Kalisalzbergbau bemerklich. Sie werden am einfachsten dadurch überwunden, daß das Versatzgut überhaupt nicht mit der Schachtförderung, sondern mit Rohrleitungen eingefördert wird, und zwar für den Blasversatz gemäß Abb. 635 auf S. 537 trocken, für den Spülversatz als Spülstrom mit dem für dieerspülung erforderlichen Wasser zusammen. Läßt sich diese Möglichkeit nicht ausnutzen, so kommt als einfachste Lösung die Ausnutzung der unter Ziff. 180 empfohlenen besonderen Förderanlage auch für die Bergförderung in Betracht. In allen Fällen verzichtet man dann allerdings auf die Entlastung der Fördermaschine durch das Gewicht der einzuhängenden Berge.

**182. — Mittelwege zwischen Gefäß- und Gestellförderung.** Die von Dipl.-Ing. Kogelheide vorgeschlagene Kastenförderung<sup>1)</sup> greift den in der älteren Fördertechnik verwirklichten Gedanken wieder auf, die Streckenfördergefäße von ihren Fahrgestellen abzuheben und in einen im Schachte sich bewegenden Rahmen einzuhängen.

Bei der im nordamerikanischen Steinkohlenbergbau vielfach üblichen Kippwagenförderung wird das Fördergut in einem großen Wagen auf das Gestell aufgeschoben und dieser an der Hängebank vom Gestell aus gekippt, um dann am Füllort wieder gegen einen anderen Wagen ausgewechselt zu werden.

**183. — Beurteilung der Gefäßförderung im Vergleich mit der Gestellförderung.** Die beiden Hauptvorteile der Gefäßförderung sind die Verringerung der toten Last, da das Mitfördern der Förderwagen fortfällt, und die große Leistungsfähigkeit.

Die Verringerung der Totlast bringt ihrerseits wieder zunächst die für tiefe Schächte sehr wichtige Möglichkeit, mit dünneren Seilen auskommen zu können. Rechnet man z. B. mit einer im Anfang achtfachen Sicherheit des Seiles und mit Drähten von 180 kg Bruchfestigkeit je mm<sup>2</sup>, so ergibt sich für 1000 m Teufe der folgende Zahlenvergleich zwischen beiden Förderarten bei 8000 kg Nutzlast und einem dementsprechenden Gewicht von 5700 kg für die Wagen und 7900 kg für das Gestell bzw. 9800 kg für das Gefäß nebst Zwischengeschirr:

	Nutzlast kg	Tote Last kg	Verhältnis Totlast zu Nutzlast	Seil- gewicht <sup>2)</sup> kg	Gesamt- belastung des Seiles kg	Verhältnis Seil- gewicht zu Nutzlast
Gefäßförderung	} 8000	9800	1,22	12 600	30 400	1,58
Gestellförderung		13 600	1,70	15 200	36 800	1,90

<sup>2)</sup> S. die Berechnung auf S. 579.

Ferner wird infolge der verringerten Totlasten und Seilgewichte die Fördermaschine erheblich entlastet, da die zu beschleunigenden Massen wesentlich verringert werden und gerade die Beschleunigungsarbeit einen großen Kraftverbrauch bedeutet (vgl. Abb. 678).

<sup>1)</sup> Glückauf 1921, Nr. 52, S. 1296; F. Kogelheide: Die Kastenförderung; — ferner Fördertechnik u. Frachtverkehr 1927, Heft 19, S. 327 u. f.; F. Kogelheide: Die Skipförderung hinsichtlich der Möglichkeiten ihrer Anpassung an die Bedingungen des Steinkohlenbergbaues in großer Teufe usw.

Die große Leistungsfähigkeit der Gefäßförderung beruht, wie bereits bei der Blindschachtförderung (Ziff. 156) ausgeführt wurde, auf der erheblichen Vergrößerung der Nutzlast, die sie ohne große Schwierigkeiten ermöglicht, und auf der starken Abkürzung der Pausen; Abb. 677<sup>1)</sup> veranschaulicht die Bedeutung dieser beiden Größen je für sich und in ihrem Zusammenwirken und

zeigt, daß mit einer Gefäßförderung für 12,5 t Nutzlast und mit 15 s Pausenlänge sich eine Stundenleistung von 700 t gegenüber nur 300 t bei einer Gestellförderung für 8 t Nutzlast und mit 45 s Pausenlänge erzielen läßt, wenn in beiden Fällen mit gleicher Dauer des Treibens (50 s) gerechnet wird. Infolgedessen kann umgekehrt gemäß Abb. 678<sup>1)</sup>, wenn mit beiden Förderverfahren bei gleicher Nutzlast die gleiche Förderleistung erzielt werden soll, die Geschwindigkeit bei der Gefäßförderung auf ein wesentlich kleineres Maß (in dem dargestellten Beispiel auf die Hälfte) herabgedrückt werden, und die Maschinenleistung sinkt sowohl im Beschleunigungsabschnitt als auch während der gleichförmigen Geschwindigkeit auf weniger als die Hälfte gegenüber dem Bedarf bei der Gestellförderung herab.

Ein weiterer Vorteil ist die Verringerung des erforderlichen Förderwagen-

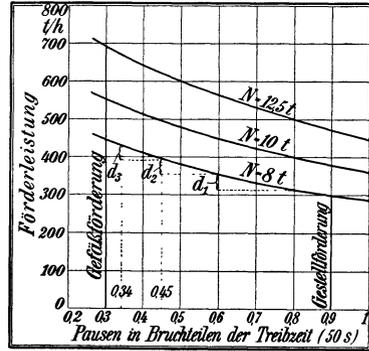


Abb. 677. Abhängigkeit der Förderleistung von den Nutzlasten und Bedienungspausen bei der Gestell- und Gefäßförderung.  $d_1 - d_3$  = Leistungsgewinn durch Verkürzung der Pausen im gleichem Verhältnis wie bei der Steigerung der Nutzlast.

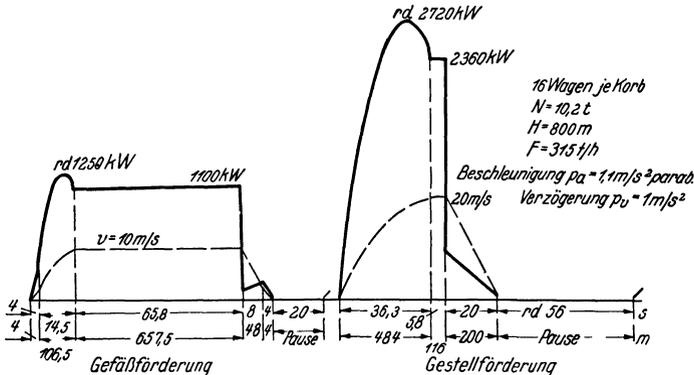


Abb. 678. Kraftbedarf und Fördergeschwindigkeit für eine Gefäß- und Gestellförderung von gleicher Förderleistung (Länge eines Treibens einschl. Pause in beiden Fällen rd. 117 s).

parks, weil für die Wagen der Weg durch den Schacht und über die Hängebank fortfällt und der Bestand an Vorratswagen am Füllort zum Ausgleich von Störungen in der Streckenförderung wegen der größeren Leistungsfähigkeit

<sup>1)</sup> Abb. 674, 677 und 678 entnommen aus dem auf S. 565 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz von Dr.-Ing. Fr. Herbst, S. 929.

der Gefäßförderung, die Zeitverluste leichter einzuholen gestattet, geringer gehalten werden kann (vgl. Ziff. 67).

Dazu kommt der ruhige Gang der Fördergefäße im Schacht, weil in ihnen keine Schwerpunktverschiebungen, wie sie durch verschiedene Beladung der Wagen und durch ihre Bewegungen auf den Fördergestellen eintreten, möglich sind. Infolgedessen und wegen der geringeren Fördergeschwindigkeit, mit der die Gefäßförderung auskommt, sowie wegen der Einfachheit des Füll- und Entleerungsvorganges, bei dem das mehrmalige Umsetzen der Gestellförderung fortfällt, ist die Betriebsicherheit der Gefäßförderung sehr groß. Auch die Ansprüche an den in der Schachtscheibe zur Verfügung zu stellenden Raum werden wegen des Wegfalles der Förderwagen und der Zwischenräume zwischen ihnen und den Fördergestell-Wandungen nicht unerheblich verringert.

Die Nachteile der Gefäßförderung sind bereits bei der Blindschachtförderung (Ziff. 156) gewürdigt worden, so daß hier auf diese Ausführungen verwiesen werden kann. Sie treten bei der Erz- und Salzförderung, wo insbesondere die Zerkleinerung des Fördergutes von geringerer Bedeutung ist, zurück.

Infolge seiner Vorzüge hat sich dieses Förderverfahren im amerikanischen, südafrikanischen und australischen Erzbergbau schon seit Jahrzehnten eine führende Stellung erobert, und auch im deutschen und ausländischen Salzbergbau sind bereits verschiedene Anlagen in Förderung, andere in der Ausführung begriffen. Im Steinkohlenbergbau hat sich die Zerkleinerung der Kohle bisher noch als das stärkste Hindernis gegen die weitere Verbreitung der Gefäßförderung erwiesen, doch sind auch hier verschiedene Anlagen in Europa in Betrieb; der nordamerikanische Steinkohlenbergbau hat bereits eine größere Anzahl solcher Förderanlagen aufzuweisen<sup>1)</sup>.

## C. Gestellförderung.

### a) Seile und Fördergestelle nebst Hilfseinrichtungen.

#### 1. Die Förderseile<sup>2)</sup>.

**184. — Vorbemerkung.** Die Gestellförderung erfolgt mit unerheblichen Ausnahmen durchweg mit Hilfe von Seilen, mit denen die Fördergestelle im Schacht bewegt werden.

Zu Förderseilen wurden früher besonders in Belgien und Frankreich noch vielfach Pflanzenfaserseile aus Hanf- oder Aloefaser verwendet. Sie sind aber heute bedeutungslos geworden, da sie bei zehnfacher Sicherheit nur etwa mit höchstens 90 kg je cm<sup>2</sup> Querschnitt belastet werden können gegenüber dem zwanzigfachen Wert bei den heutigen Stahldrahtseilen.

**185. — Drahtseile. Werkstoffe und Behandlung.** Die Erfindung der Drahtseile geht auf den Clausthaler Oberberggrat Albert zurück, der im Jahre 1834 in den tiefen Oberharzer Schächten die ersten Versuche, und zwar mit Eisendrahtseilen, anstellte, nachdem die hier vorher an Stelle der Hanfseile versuchten Ketten sich nicht bewährt hatten.

<sup>1)</sup> S. Glückauf 1927, Nr. 19, S. 673 u. f.; Dr.-Ing. Fr. Herbst: Neue Kübelörderungen mit großen Leistungen auf Schachtanlagen in Südpennsylvanien.

<sup>2)</sup> Näheres s. Dr.-Ing. Herm. Altpeter: Die Drahtseile, ihre Konstruktion und Herstellung (Halle a. d. S., M. Börner), 1931; — ferner Glückauf 1923, Nr. 11, S. 261 u. f.; H. Herbst: Schäden an Förderseilen.

Heute kommt für die Schachtförderung nur noch bester Siemens-Martin-Stahldraht mit Festigkeiten von 120—180 kg/mm<sup>2</sup> zur Verwendung. Die geringeren Festigkeiten ergeben zwar eine bessere Haltbarkeit der Drähte im Betriebe<sup>1)</sup>, doch zwingen die größeren Teufen etwa von 700 m ab, sowie die großen Förderlasten, die heute einschließlich des Seilgewichtes selbst schon häufig 35 t erreichen, zur Ausnutzung der größeren Festigkeiten bis zu 180 kg/mm<sup>2</sup>, damit die mit der Herstellung und Verwendung von Seilen großen Durchmessers verknüpften Schwierigkeiten vermieden werden. Es wird auch möglich sein, Drähte noch höherer Festigkeit (bis zu 220 kg/mm<sup>2</sup>) anzuwenden, doch sollten diese wegen ihrer größeren Empfindlichkeit gegen Biegungs- und Stoßbeanspruchungen auf Fälle besonders großer Gewichtsbelastung beschränkt bleiben. Je nach Bedarf werden die einzelnen Drahtlängen durch Hartlöten miteinander verbunden, um die erforderlichen Längen zu erreichen. Die Lötstelle bedeutet zwar eine Schwächung des einzelnen Drahtes; doch bleibt diese für das Seil belanglos, wenn darauf geachtet wird, daß nicht die Lötstellen mehrerer Drähte nahe zusammenliegen. An die Drähte werden hinsichtlich der Gleichmäßigkeit ihrer Zugfestigkeit sowie guter Biegsamkeit und Verwindefähigkeit sehr hohe Anforderungen gestellt (vgl. Ziff. 193).

Große Bedeutung kommt dem Rostschutz zu. Er kann erreicht werden durch Fettschmieröle oder (bei Treibscheibenseilen, vgl. Ziff. 237 u. f.) durch Seilfirnisse oder Lacke, die während der Herstellung und sodann während des Betriebes in Zeiträumen von etwa vier Wochen aufgebracht werden. Der Überzug darf nur auf ein trockenes, möglichst gereinigtes Seil aufgetragen werden. Ein zweckmäßiges Hilfsmittel für diesen Zweck stellt die von Otto Adolphs in Dortmund gelieferte Vorrichtung von Böcher dar, die durch Abb. 679 veranschaulicht wird. In dem Gefäß *a* wird das unter Luftdruck befindliche Schmiermittel durch Dampf vorgewärmt; *b* stellt einen durch die Dampfleitung *c* geheizten Vorwärmer für Druckluft dar, durch den auch die vorgewärmte Schmiere hindurchgeleitet wird. Die Druckluft wird durch den Schlauch *d*<sub>1</sub> zum Verteiler *d*<sub>2</sub> *d*<sub>3</sub> geleitet. Von diesem strömt sie einmal durch die Reinigungsringdüse *f* gegen das Seil und bläst den Schmutz ab; ein zweiter Strom geht durch die Düse *g* zum Trocknen des Seiles hindurch; *h* ist die Schmierdüse, durch welche die fein verstäubte Schmiere, die durch *e* hinzugelangen, gegen das Seil geblasen wird. Die vorbeiströmende Schmiere wird in einem Kessel aufgefangen und den Sammeltöpfen *k*<sub>1</sub> und *k*<sub>2</sub> zugeleitet. Durch die Düse *i* unter dem Kessel gelangt endlich noch ein Heißluftstrom auf das Seil zum Trocknen des Überzuges. Die Vorrichtung ermöglicht eine gründliche und

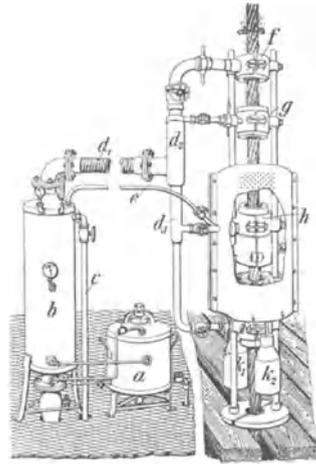


Abb. 679. Seilreinigungs-, -schmier- und -trockenvorrichtung.

gründliche und

<sup>1)</sup> Vergl. Zeitschr. d. Ver. deutsch. Ing. 1929, Nr. 13, S. 417 u. f.; Woernle: Ein Beitrag zur Klärung der Drahtseilfrage; — ferner ebenda 1929, Nr. 45, S. 1623 u. f.; Woernle u. H. Herbst: Drahtseilforschung.

leicht regelbare Schmierung des Seiles. Die Aufstellung ist etwas umständlich, doch ist dafür die Zeitersparnis beim Schmieren außerordentlich groß.

Der wirksamste Rostschutz ist aber eine starke Verzinkung<sup>1)</sup>. Wenn über den Wert der Verzinkung vielfach Zweifel bestehen<sup>2)</sup>, so hat dies verschiedene Gründe. Einmal schwankt die Stärke der Verzinkung außerordentlich, und Mißerfolge sind durch eine zu schwache Zinkschicht erklärlich. So dann verhalten sich verzinkte Drähte gegen die Biege- und Verwinde-Bearbeitungen ungünstiger als blanke Drähte<sup>3)</sup>. Demgegenüber ist aber zu bemerken, daß eine Zinkauflage von mindestens  $150 \text{ g/m}^2$  bei Drähten von 2 mm Durchmesser und darüber auch bei stärker angreifenden Schachtwässern noch einen weitgehenden Rostschutz gewährt. Auch ist die Beurteilung nach den mechanischen Eigenschaften einzelner Drähte nicht maßgebend. Neuere Dauerbiegeversuche<sup>4)</sup> mit Seilen haben dagegen ergeben, daß die Haltbarkeit verzinkter Drähte im Seil auch in Fällen, in denen die rostschützende Wirkung der Verzinkung nicht zur Geltung kommt, besser ist als diejenige blanker Drähte. Die Ursache ist in einer schmierenden Wirkung des Zinküberzuges bei der gegenseitigen Berührung der Drähte im Seil zu erblicken. Gegen die Wirkung saurer Wasser wird auch wohl noch ein Bleiüberzug auf die Verzinkung gebracht, der sich gut bewährt hat.

Versuche, durch Zusatz von Nickel zum Stahl die Rostgefahr zu verringern, haben ergeben, daß geringe Zusätze nichts nutzen, größere dagegen den Stahl unverhältnismäßig verteuern und seine Zugfestigkeit zu sehr herabsetzen. Auch ein geringer Kupfergehalt, der sich in anderen Fällen als rostschützend bewährt hat, hat sich bei Förderseilen als unwirksam erwiesen.

Nach der Querschnittform unterscheidet man Flachseile einerseits und Rundseile andererseits.

**186. — Flachseile (Bandseile)** werden in der Weise hergestellt, daß

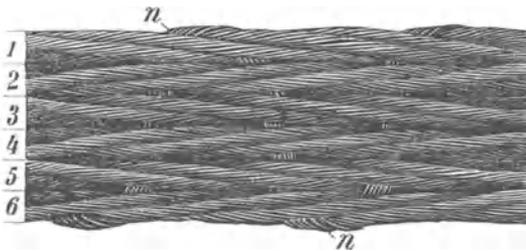


Abb. 680. Sechsschenkeliges Stahlbandseil.

(Abb. 680) eine Anzahl kleiner Seile oder „Schenkel“ 1—6 (in der Regel aus je 4 Litzen bestehend) nebeneinander gelegt und durch Nählitzen oder Nähdrähte zu einem breiten Seile verbunden werden. Dabei läßt man zur Verhütung eines einseitigen Dralles im Seile die Windungen der Drähte bzw.

Fasern je zweier benachbarter Litzen in entgegengesetztem Sinne verlaufen.

<sup>1)</sup> Vgl. N. Bablik: Grundlagen des Verzinkens (Berlin, J. Springer), 1930.

<sup>2)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1908, S. 88 u. f.; Wagner: Die Rostgefahr von Drahtseilen.

<sup>3)</sup> Glückauf 1910, Nr. 22, S. 790 u. f.; Speer: Mechanische Untersuchungen über den Einfluß der Verzinkung auf Förderseile; — ferner ebenda Nr. 24/25, S. 601 u. f.; Dr. Winter: Metallographische Untersuchungen über den Einfluß der Verzinkung usw.

<sup>4)</sup> S. den auf S. 573 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von Wöernle und H. Herbst.

Die Flachseile lassen sich als Förderseile leicht in zahlreichen Lagen übereinander aufwickeln. Hierdurch ergibt sich der Vorteil, daß mit Hilfe von Wickeltrommeln, „Bobinen“ genannt, in einfacher Weise ein Ausgleich des Seilgewichtes bis zu einem gewissen Grade erreicht werden kann (vgl. Ziff. 236). Gegenüber den schweren Trommeln für Rundseile sind dabei die Bobinen verhältnismäßig leicht. Zu diesen Vorteilen kommen noch eine gute Biegsamkeit und eine völlige Drallfreiheit der Flachseile.

Diesen Vorteilen stehen aber schwerwiegende Nachteile hauptsächlich hinsichtlich der Haltbarkeit der Seile gegenüber. Beim Aufwickeln drückt das Fördergewicht die Seilumschläge fest aufeinander. Die Drähte erleiden dadurch besonders auch an den Kreuzungstellen mit den Nählitzen Quetschungen, so daß sie einem erheblichen, wenn auch teilweise äußerlich unsichtbaren Verschleiß unterliegen, der zu vorzeitigen Drahtbrüchen führt. Auch bei Flachseilen, die als Unterseile verwendet werden, findet sich besonders bei gleichzeitigem Rostangriff häufig ein auffallender Verschleiß an den gegenseitigen Berührungstellen der Litzen im Innern des Seiles, der leicht zu unerwarteten Brüchen führen kann. Gute Fettschmierung der Endstrecken, die erfahrungsgemäß diesem Verschleiß besonders ausgesetzt sind, ist deshalb hier sehr wichtig<sup>1)</sup>.

Ferner neigen die Flachseile zu starken Verformungen<sup>2)</sup>. Falls sich die einzelnen Schenkel, aus denen ein Flachseil besteht, im Betriebe ungleichmäßig dehnen, läuft das Seil nicht mehr glatt, sondern verwirft sich windschief, oder es treten einzelne Litzen schlaufenförmig aus dem Seil heraus. Endlich ist noch als Nachteil zu erwähnen die Erhöhung des Eigengewichts durch die nicht an der Belastungsaufnahme teilnehmenden Nählitzen.

Die genannten Nachteile werden im Betriebe so stark empfunden, daß heute Flachseile, von wenigen Ausnahmen abgesehen, als Zugseile nur noch beim Abteufen im Betriebe sind, wo die Vorteile der Drallfreiheit und des annähernden Ausgleiches des Seil-Eigengewichtes sowie des bequemen Umsteckens der Bobinen mit dem Fortschreiten des Abteufens besonders hervortreten. Sonst werden sie, ebenfalls wegen der Drallfreiheit, hauptsächlich noch als Unterseile verwendet.

**187. — Rundseile. Herstellung im allgemeinen.** Hinsichtlich der Anordnung der Drähte sind bei Rundseilen folgende drei Gruppen zu unterscheiden<sup>3)</sup>:

1. Litzen, d. h. Seile aus einer oder mehreren umeinander gewickelten Drahtlagen, in starken Ausführungen auch als „Spiralseile“ bezeichnet, mit dem Zusatz „verschlossen“ oder „halbverschlossen“, wenn die Außenlage aus Formdrähten oder abwechselnd aus Form- und Runddrähten mit ineinander greifenden Querschnitten besteht.

2. Rundlitzen-, Dreikantlitzen-, Flachlitzenseile, d. h. Seile aus Litzen mit kreisförmigem, dreieckigem oder ovalem Querschnitt. Liegen die Drähte in den Litzen in mehreren konzentrischen Lagen, so wird „mehrlagig“ der Bezeichnung vorangestellt.

<sup>1)</sup> Vgl. das von der Seilprüfstelle der Westfälischen Berggewerkschaftskasse in Bochum herausgegebene „Merkblatt für den Betrieb von Schachtförderseilen“.

<sup>2)</sup> S. den auf S. 572 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz von H. Herbst, S. 288.

<sup>3)</sup> Vgl. DIN Blatt DVM 1201.

3. Kabellese, d. h. Seile, die in gleicher Weise aus Litzenseilen wie die Litzenseile aus Litzen bestehen. Die Drähte werden also erst zu Litzen, die Litzen zu Litzenseilen und die Litzenseile zu Kabelleisen verarbeitet.

Die Drahtdurchmesser schwanken im großen und ganzen zwischen 1,4 und 3 mm. Die dickeren Drähte werden für die stärkeren Seile in nassen Schächten und für stärkere Reibungsbeanspruchungen, die dünneren für dünnere Seile mit größeren Biegungsbeanspruchungen bevorzugt.

188. — **Patentverschlossene Seile** stellen eine besondere Art von Spiralseilen dar. Wie Abb. 681 erkennen läßt, besteht ein solches Seil aus drei verschiedenen Arten von Drähten. Der Kern wird durch einen Seelendraht  $s$  und eine oder mehrere Lagen von Runddrähten  $r_1 r_2$  gebildet. Um diese legen sich mehrere Lagen von Drähten  $t_1 t_2$  mit trapezförmigem Querschnitt, während die äußere Fläche durch die schuppenartig übereinanderliegenden und das ganze Seil zusammenhaltenden „Deckdrähte“  $d_1 d_2$  von eigenartiger Querschnittsform gebildet wird. Solche Seile haben den großen Vorzug, daß der Seildurchmesser auf das geringstmögliche Maß herabgedrückt ist, da Zwischenräume fast ganz fortfallen und daher der Seilquerschnitt nahezu ausschließlich durch die Summe der nutzbaren Metallquerschnitte der einzelnen Drähte gebildet wird. Dazu kommen als weitere Vorteile: Verringerung des Gewichtes wegen des Wegfalls der Hanfseelen und der Seelendrahte, Drallfreiheit, geringer Verschleiß und weitgehende Rostsicherheit wegen des dichten Abschlusses durch die Dralldrähte.

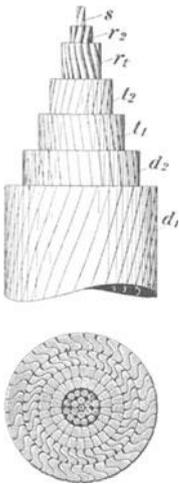


Abb. 681. Patentverschlossenes Seil mit je zwei Drahtlagen.

Da aber anderseits die patentverschlossenen Seile verhältnismäßig starr und wegen ihres Spannungszustandes sehr empfindlich gegen Stauchungen (z. B. bei Hängeseilbildung) sind, so haben sie sich für Förderzwecke nicht in größerem Umfange einführen können. Dagegen eignen sie sich sehr gut als Tragseile für Drahtseilbahnen und als Führungseile (Ziff. 209).

189. — **Rundlitzenseile.** Als Förderseile kommen fast ausschließlich Seile, die aus mehreren Litzen bestehen, zur Anwendung. Einfache Litzen- oder Spiralseile eignen sich nicht, da sich bei ihnen ein gebrochener Draht auf seiner ganzen Länge aus dem Seile lösen würde. Auch bei verschlossenen Seilen (vgl. Ziff. 188) ist diese Gefahr nicht gänzlich ausgeschlossen. Andererseits sind Kabellese nicht verwendbar, da sie bei dauerndem Laufen über Scheiben wegen der ungünstigen Berührungsverhältnisse der Drähte im Seil und der meist verhältnismäßig dünnen Drähte einem starken inneren Verschleiß unterliegen würden. Sie werden deshalb hauptsächlich zum Tragen schwebender Bühnen beim Abteufen benutzt, wo ihre Biegsamkeit bei den notwendigerweise kleinen Leitrollen sowie ihre Drallfreiheit vorteilhaft zur Geltung kommen. Wegen der seltenen Bewegung bleibt der Verschleiß hier gering.

Hinsichtlich der Flechtung unterscheidet man bei den Rundlitzenseilen zwischen Längs- und Kreuzschlag. Für die Bezeichnung „Längsschlag“, die auf den Engländer Lang zurückgeht, der lange nach der Erfindung durch

Albert diese Flechtart in England einfuhrte, bürgert sich in steigendem Maße „Gleichschlag“ ein, während die Bezeichnung „Albert-Schlag“ (früher auch wohl „Altes Machwerk“) nicht in Aufnahme gekommen ist. Bei dieser letzteren Flechtung werden die Drähte in den Litzen im gleichen Sinne wie die Litzen im Seil verwunden (Abb. 682a). Beim Kreuzschlag haben dagegen die Drähte in den Litzen den entgegengesetzten Windungsinn wie die Litzen im Seil (Abb. 682b).

Der Gleichschlag stellt eine losere Verflechtung der Drähte dar, wie schon aus Abb. 682a erkennbar ist. Auf einer Litzenganghöhe gelangt ein Draht nur einmal, beim Kreuzschlag dagegen dreimal an die Seiloberfläche. Beim Biegen des Längsschlagseiles gehört daher eine geringere Kraft zu dem erforderlichen Verschieben der Drähte gegeneinander, und die Beanspruchungen der Drähte bleiben geringer. Die Seile sind infolgedessen biegsamer und haltbarer als Kreuzschlagseile. Andererseits verstärkt bei ihnen der Litzendrall den Seildrall, während er ihn beim Kreuzschlag abschwächt. Das Drallmoment der Gleichschlagseile ist also größer.

Sie bewirken daher einen stärkeren Verschleiß der Korbführungen, die das Drallmoment aufnehmen müssen. Noch wichtiger ist aber ihre Neigung, bei schlafem Seil „Klanken“ zu bilden. Da diese Gefahr besonders vorlag, als bei Trommelförderungen die Förderkörbe zum Beschicken auf Aufsetzvorrichtungen (Keps, s. Ziff. 215) gesetzt wurden, so

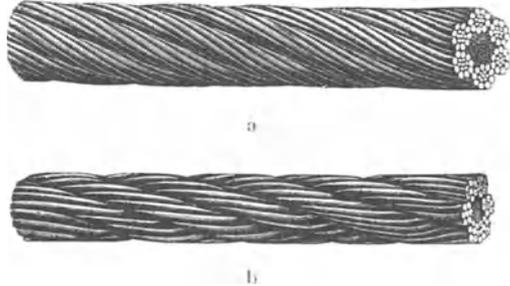


Abb. 682a und b. Gleichschlag (a) und Kreuzschlag (b) bei Rundlitzenseilen.

konnten bei diesen Förderungen nur Kreuzschlagseile verwendet werden. Seitdem nicht mehr aufgesetzt wird, hat dagegen das Gleichschlagseil in steigendem Maße an Verbreitung gewonnen wegen seiner größeren Widerstandsfähigkeit. Da es außerdem bei der Treibscheibenförderung (s. Ziff. 237 u. f.) infolge einer gewissen Verzahnungswirkung der Drähte eine etwas höhere Reibung auf der Treibscheibe ergibt, so hat es das Kreuzschlagseil als Förderseil nahezu verdrängt. Nur bei Blindschachtförderungen, wo noch aufgesetzt wird, und in Fällen, wo bei geringer Förderung starke Rostgefahr vorliegt, behauptet sich das Kreuzschlagseil, dessen feste Flechtung dem Eindringen des Wassers besser widersteht. Erwähnt sei noch, daß neuerdings vielfach auch drallschwache Gleichschlagseile mit vorgeformten Drähten hergestellt werden (z. B. die Trulay-Seile der Firma Felten & Guillaume-Carlswerk), die im unbelasteten Zustand keinen Drall erkennen lassen<sup>1)</sup>.

In der Regel sind 6—7 Litzen um ein Hanfseil als Seileinlage oder „Seele“ angeordnet, das aus Manila- oder Jutefaser besteht und mit Vaseline, Seilfirnis oder Kienteer getränkt ist, um ein Eindringen von Wasser zu vermeiden. Die Einlage bietet den Litzen ein weiches Auflagepolster und verhindert einen

<sup>1)</sup> S. Bergbau 1927, Nr. 16, S. 178 u. f.; Das Trulay-Neptun-Drahtseil mit vorgeformten Drähten und Litzen.

zu starken gegenseitigen Druck der Litzen. Die Litzen bestehen je nach der Stärke des Seiles aus einer oder mehreren — bis zu vier — Drahtlagen. Vereinzelt enthalten sie auch im Innern eine Hanflitze als Einlage. Jede Drahtlage wird zum Schutz gegen Rost sorgfältig mit Vaseline oder einem Seilfirnis überzogen. Abb. 683 zeigt einige Seilquerschnitte; das Seil nach Abb. 683 a enthält Litzen mit Hanfeinlagen. Unter der Betriebsbelastung ziehen sich die

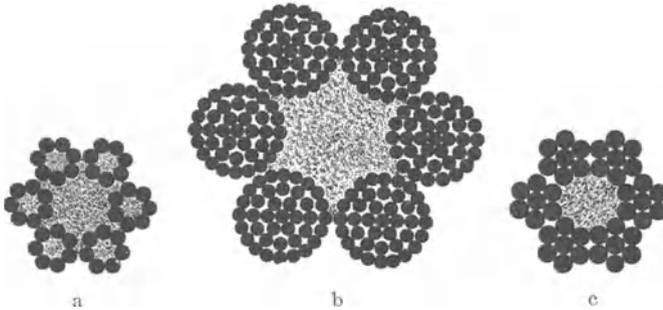


Abb. 683 a—c. Beispiele für Rundlitzenseil-Querschnitte.

Litzen fest auf die Seileinlage; das Seil streckt sich und wird gleich in den ersten Tagen um 0,5—1%, also bei Hauptschächten um mehrere Meter, länger.

190. — **Flach- und dreikantlitzige Seile** sind Seile, bei denen an Stelle der Kerndrähte in den Litzen Ovaldrähte bzw. dreikantige Formdrähte benutzt werden. Flachlitzige Seile (Abb. 684 b) werden in der Regel aus fünf, dreikant-



Abb. 684 a und b. Schematische Darstellung der größeren Auflagefläche eines flachlitzigen Seiles (b) im Vergleich mit einem rundlitzigen (a).

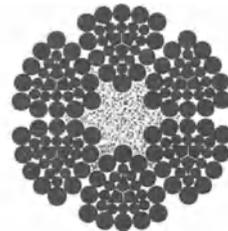


Abb. 685. Querschnitt eines dreikantlitzigen Seiles.

litzige (Abb. 685) aus sechs Litzen zusammengesetzt; beide zeichnen sich vor den rundlitzigen Seilen, wie der Vergleich der Abbildung 684 b mit Abb. 684 a erkennen läßt, durch eine bedeutend größere Auflagefläche und demgemäß verringerten Verschleiß aus. Dieser Vorzug derartiger Seile kommt besonders bei der Bremsberg- und Streckenförderung zur Geltung. Für die Schachtförderung haben dreikantlitzige Seile, mit Längsschlag hergestellt, namentlich bei der Förderung mit Treibscheibe Verwendung gefunden, weil die bei Längsschlagseilen ohnehin schon vorhandene Verzahnungswirkung, welche die Reibung vergrößert, hier infolge der verhältnismäßig großen aufliegenden Oberfläche eines jeden Drahtes in verstärktem Maße auftritt. Sie haben sich bisher gut bewährt.

**191. — Berechnung von Förderseilen.** Die Förderseile werden nur auf Zugbeanspruchung durch ruhende Belastung, also auf statischer Grundlage, berechnet. Es werden also zunächst die Beanspruchungen vernachlässigt, welche die Drähte beim Biegen der Seile über den Scheiben erleiden. Eine genaue Berücksichtigung dieser Beanspruchungen erscheint auch heute noch nicht möglich. Erleichtert man aber die Berechnung der Biegespannungen in den Drähten durch vereinfachende Annahmen, so kann man zu dem Ergebnis kommen, daß zur Verringerung dieser Spannungen dünne Drähte zu wählen seien, die dann wieder in verstärktem Maße dem Rost und Verschleiß unterliegen. Die angestrebte höhere Sicherheit würde dadurch wieder eingebüßt. Deshalb werden die Biegespannungen der Drähte nur mittelbar berücksichtigt, indem durch die Bergpolizeiverordnung für jede Seilstärke eine bestimmte Drahtstärke empfohlen wird<sup>1)</sup>. Bezeichnet  $\delta$  in mm die Drahtstärke,  $d$  in mm den Seildurchmesser, so soll annähernd die Beziehung eingehalten werden:

$$\delta = \frac{d}{30} + 1.$$

Ferner werden vernachlässigt die dynamischen Beanspruchungen, die durch Beschleunigungen oder Verzögerungen der bewegten Massen entstehen. Diese können zwar erhebliche Maße annehmen, doch lassen sich für ihre Ermittlung keine allgemein gültigen Größen angeben.

Um den vernachlässigten Beanspruchungen Rechnung zu tragen, hat man entsprechend hohe Sicherheitszahlen festgesetzt. In Deutschland muß während der ganzen Betriebszeit bei der Seilfahrt mindestens eine achtfache, bei der Förderung eine sechsfache Sicherheit gewährleistet sein. Für die Berechnung neuer Seile werden zu diesen Zahlen 15—20% zugeschlagen, um dem Verschleiß während des Betriebes Rechnung zu tragen.

Bezeichnet  $Q$  die Förderlast in kg,  $S$  den tragenden Seilquerschnitt in  $\text{cm}^2$ ,  $k_z$  die Bruchfestigkeit des Seildrahtes in  $\text{kg}/\text{cm}^2$ ,  $T$  die Teufe in m und  $\gamma$  das Seilgewicht in  $\text{kg}/\text{cm}^3$  und nimmt man eine achtfache Sicherheit des Seiles an, so ist die zulässige Belastung des Seiles bei der Förderung

$$\frac{S \cdot k_z}{8}.$$

Dieser zulässigen muß die tatsächliche Belastung des Seiles durch Förderkorb und Eigengewicht, also

$$Q + \gamma \cdot S \cdot T \cdot 100$$

entsprechen, so daß wir nach einer Umformung die Gleichung erhalten:

$$S = \frac{Q}{\frac{k_z}{8} - \gamma \cdot T \cdot 100}.$$

Um einen Überblick über die Bedeutung der Festigkeit des Seilwerkstoffes für große Teufen zu gewinnen, seien nachstehend die erforderlichen Seilquer-

<sup>1)</sup> Vgl. Bergpolizeiverordnung des Oberbergamts Dortmund für die Seilfahrt vom 21. Juli 1927 (Berlin, Bernard & Graefe), Anl. 5: Grundsätze für die Beschaffenheit der Förderseile.

schnitte und -gewichte bei einer Last von  $Q = 10000$  kg für Seile aus Aloefaser ( $k_z = 700$  kg/cm<sup>2</sup>), Eisendraht ( $k_z = 6000$  kg/cm<sup>2</sup>) und Stahldraht von zwei verschiedenen Festigkeiten ( $k_z = 15000$  und  $18000$  kg/cm<sup>2</sup>, entsprechend 150 und 180 kg/mm<sup>2</sup>) für verschiedene Teufen ausgerechnet.  $\gamma$  sei für Aloeseile mit 0,00107 und für Eisen- bzw. Stahlseile mit 0,0093 kg/cm<sup>3</sup> angenommen. Diese Werte liegen über den spezifischen Gewichten der Werkstoffe. Hierdurch wird einerseits dem Umstande Rechnung getragen, daß der wirkliche Querschnitt infolge der durch das Verflechten bedingten geneigten Lage der Fasern und Drähte größer als der Nennquerschnitt ist, und andererseits bei den Drahtseilen auch das Gewicht der Hanfseele berücksichtigt. Es ergibt sich folgende Zahlentafel:

Teufe in m	400	600	800	1000	
Bezeichnung der Seile	Querschnitt in cm <sup>2</sup>				
Aloeflachseil . . . . .	224	430	5260	$\infty$	
Eisendraht-Rundseil . . . . .	26,5	52,1	1667	$\infty$	
Stahldraht-Rundseil . . . . .	$\left\{ \begin{array}{l} 150 \text{ kg/mm}^2 \\ 180 \text{ kg/mm}^2 \end{array} \right.$	6,7	7,6	8,8	10,6
		5,3	5,9	6,7	7,6
		Gewicht in kg je lfd. m			
Aloeflachseil . . . . .	24,0	46,0	563	$\infty$	
Eisendraht-Rundseil . . . . .	24,6	48,5	1550	$\infty$	
Stahldraht-Rundseil . . . . .	$\left\{ \begin{array}{l} 150 \text{ kg/mm}^2 \\ 180 \text{ kg/mm}^2 \end{array} \right.$	6,2	7,1	8,2	9,9
		4,9	5,5	6,2	7,1

Die Zahlentafel läßt den gewaltigen Vorsprung der Stahldrahtseile erkennen; dabei ist noch zu bedenken, daß statt der angenommenen Förderlast von 10 t heute Lasten von 25 t erreicht werden. Rechnet man für die vier Seilarten diejenige Teufe aus, bei der ein nicht verjüngtes Seil gerade noch sein Eigengewicht mit achtfacher Sicherheit tragen kann, so ergibt sich diese aus der Gleichung

$$\frac{S \cdot k_z}{8} = \gamma \cdot S \cdot T \cdot 100$$

zu 
$$T = \frac{k_z}{800\gamma},$$

mithin für Aloeseile zu . . . . . 818 m  
 „ Eisendrahtseile zu . . . . . 806 m  
 „ Stahldrahtseile 150 kg/mm<sup>2</sup> zu . . . . . 2020 m  
 „ „ 180 „ „ zu . . . . . 2420 m

Auch hierin kommt die Überlegenheit der Stahldrahtseile zum Ausdruck.  
**192. — Das Auflegen der Förderseile.** Bei Trommel- oder Bobinenförderungen gestaltet sich das Auflegen der Seile verhältnismäßig einfach. Während das Seil auf der einen Trommel ab- und aufgewickelt wird, wird die andere Trommel von der Nabe gelöst und festgestellt, wobei gleichzeitig das Seil mit dem Korb dieser Trommel im Schacht abgefangen wird. Wo dies nicht möglich ist, muß der andere Korb während des Wickelns der einen Trommel im Schacht hin und her gefahren werden. Die zusätzlichen Windungen müssen dann von Hand aufgelegt werden, was freilich bei schweren Seilen umständlich ist.

Schwieriger ist das Auflegen von Treibscheibenseilen. Am sichersten bedient man sich dabei eines durch Dampf oder elektrischen Strom angetriebenen Haspels, der gemäß Abb. 686 zwischen die Trommel  $w_1$ , auf der das Seil angeliefert ist, und die Fördermaschine eingeschaltet wird und mittels Reibung auf zwei gegenüberliegenden Reibungstrommeln  $b_1$   $b_2$  die Last des im Schachte hängenden Seiles zu tragen vermag. Man kann mit Hilfe dieses Haspels zunächst das alte Seil über Tage auf einer Trommel aufwickeln, nachdem es von den zuverlässig festgestellten Körben gelöst ist, wobei die Fördermaschine langsam mitläuft. Dann wird das neue Seil eingehängt. Um dieses über die Seilscheiben zu führen, wird es an der Rasenhängebank mit dem letzten Ende

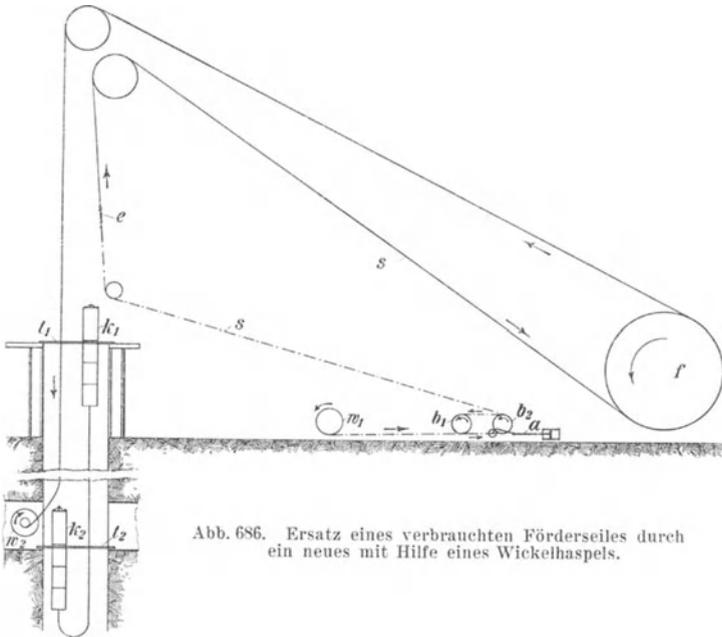


Abb. 686. Ersatz eines verbrauchten Förderseils durch ein neues mit Hilfe eines Wickelhaspels.

des alten Seils zusammengespleißt und mit ihm über die Seilscheiben und die Treibscheibe gezogen. Man kann aber auch gleich das neue Seil mit dem alten verspleißen und das alte im Füllort aufwickeln, um das Einhängen des neuen Seiles zu erleichtern. Hierbei ist aber damit zu rechnen, daß aus dem neuen Seil Drall in das alte hineinläuft, sofern die Verbindungsstelle nicht durch einen Schlitten geführt wird. Dieses Verfahren ist in Abb. 686 dargestellt. Die beiden Fördergestelle  $k_1$   $k_2$  sind an der Hängebank und am Füllort durch Träger  $t_1$   $t_2$  abgefangen, sodann die beiden Seilenden aus den Einbänden gelöst und das untere an der Wickeltrommel  $w_2$  befestigt, das obere bei  $e$  mit dem gestrichelt angedeuteten neuen Seil verbunden. Letzteres wird mittels eines Flaschenzuges od. dgl. bis zu diesem Punkte herangeholt. Es wird nun der Dampfhaspel  $a$  in Betrieb gesetzt und das neue Seil langsam von der Trommel  $w_1$  abgewickelt und durch das Übergewicht des im Schacht hängenden alten Seiles nachgezogen, bis das vorderste Ende beim unteren Fördergestell  $k_2$  und

das hinterste beim oberen Fördergestell  $k_1$  angelangt ist, worauf das Einbinden dieser beiden Seilenden erfolgen kann.

Einfacher wird das Verfahren, wenn man die Treibscheibe verbreitert (s. Abb. 748 auf S. 645) und so zu beiden Seiten der Seilnut Platz zum Aufwickeln des alten und des neuen Seiles zwischen den Wangenblechen schafft. Es kann dann in der Weise verfahren werden, daß mit der Treibscheibe zunächst das alte Seil aufgewickelt wird, um dann wieder abgewickelt und auf eine kleine Trommel übergeführt zu werden, worauf in umgekehrter Reihenfolge das neue Seil von seiner Trommel ab- und durch Drehen der Treibscheibe auf diese aufgewickelt, sodann wieder abgewickelt und in den Schacht gelassen wird. Man spart so einen besonderen Wickelhaspel und erhöht gleichzeitig durch das größere Gewicht am Umfange die Schwungmasse der Treibscheibe, woraus sich ein ruhigerer Gang der Maschine bei der Förderung ergibt. Erforderlich ist allerdings besonders bei großen Teufen eine ausreichend starke Fördermaschine, die das große, unausgeglichene Gewicht des Seiles im Schacht sicher zu beherrschen vermag.

Bei Treibscheibenförderungen ist während des Seilauflegens besondere Vorsicht erforderlich, da nach dem Lösen vom oberen Fördergestell das Seil nirgends mehr gehalten wird und in den Schacht stürzen kann, was wiederholt geschehen ist. Es darf deshalb keine Verbindung gelöst werden, ehe das Seil durch Festklemmen an den richtigen Stellen abgefangen ist.

Das neue Seil ist in gut eingefettetem Zustande und gegen die Witterung geschützt bis zum Auflegen aufzubewahren.

**193. — Prüfung und Überwachung der Förderseile im Betriebe.** Entsprechend der Wichtigkeit der Förderseile sind die Prüfungsbestimmungen sehr streng. Vor dem Auflegen des Seiles ist jeder einzelne Draht auf Zug, Biegung und Verwindung zu prüfen. Durch die Zugprüfung ist nachzuweisen, daß die einzelnen Drähte nicht um mehr als  $\pm 10\%$  von der mittleren Zugfestigkeit abweichen und daß sie die zugelassenen Höchstwerte der Festigkeit von  $200 \text{ kg/mm}^2$  bei blanken und  $190 \text{ kg/mm}^2$  bei verzinkten Drähten nicht überschreiten. Die Mittelwerte sämtlicher Drähte dürfen höchstens  $190$  bzw.  $180 \text{ kg/mm}^2$  erreichen. Hinsichtlich der Biegefähigkeit hat die Bergpolizeiverordnung für die Seilfahrt Mindest-Biegezahlen vorgeschrieben, die bei der Hin- und Herbiegeprobe erreicht werden müssen. Sie sind verschieden je nach dem Durchmesser und der Festigkeit des Drahtes, auch wird unterschieden zwischen blanken und verzinkten Drähten. Für die Verwindeprobe sind in Deutschland bestimmte Zahlen zur Zeit noch nicht festgelegt; doch wird auch die Zweckmäßigkeit dieser Prüfung in immer weiteren Kreisen anerkannt. Drähte, die den vorgeschriebenen Bedingungen nicht entsprechen, scheiden für die Berechnung der Bruchlast des Seiles gänzlich aus.

Neben diesen Prüfungen muß durch Werksbescheinigungen der Lieferfirma nachgewiesen werden, daß der Gesamtgehalt an Phosphor und Schwefel  $0,04\%$  nicht überschreitet, sowie daß die Seele aus guten Fasern mit einwandfreier Tränkung hergestellt ist.

Trotz vorsichtigster Berechnung und Prüfung der Seile vor dem Auflegen ist aber ihre dauernde gewissenhafte Überwachung im Betriebe unentbehrlich<sup>1)</sup>.

<sup>1)</sup> Näheres s. Bergbau 1925, Nr. 45, S. 701 u. f.; H. Herbst: Die Ueberwachung, Pflege und Prüfung der Förderseile.

Die Überwachung erstreckt sich auf regelmäßiges Nachsehen und bei Trommelseilen auf Drahtprüfungen an abgeschnittenen Probestücken. Täglich werden die Seile bei 1 m/s Geschwindigkeit nachgesehen, wobei hauptsächlich größere Beschädigungen festgestellt werden sollen, die im Laufe des Tages durch in den Schacht gestürzte Gegenstände oder auf ähnliche Weise plötzlich entstanden sein können. Auch Klanken gehören hierher. Wöchentlich werden die Seile einmal genauer bei 0,5 m/s Geschwindigkeit nachgesehen; dabei werden insbesondere die Drahtbrüche festgestellt und in bildlichen Darstellungen der Lage nach eingetragen<sup>1)</sup>. Die genaue Festlegung der Drahtbrüche nach Metern Seillänge wird durch die in Abb. 687 wiedergegebene Meßvorrichtung von R. Wagner in Oberhausen ermöglicht. Die Trommel *a* wird nebst den Gegenrollen *b* und *c* an das Seil angedrückt; das die Gegenrollen tragende Querstück *e* wird von dem Bügel *f* getragen und kann durch das Handrad *h*, das eine durch die Mutter *i* gehende Schraubenspindel dreht, verschoben werden. Die Drehungen der Trommel werden von dem mit ihr verbundenen Zählwerk *k*, das eine in Meter umgerechnete Teilung hat, aufgenommen; dieses ruht mittels der Stütze *l* auf der Platte *n*, die durch Vermittlung der Federn *o* von der Grundplatte *p*, die auf den Rollen *q* läuft, getragen wird.

Alle 6 Wochen findet eine noch eingehendere Besichtigung statt, bei der nach Reinigung einzelner Stellen besonders auf den Verschleiß geachtet werden soll. Von besonderer Wichtigkeit ist stets ein gründliches Nachsehen der Einbandstellen, im Bedarfsfalle unter teilweiser oder völliger Öffnung der Einbände, da hier stärkere Schäden sehr leicht vorkommen und am schwersten erkennbar sind. Bei Trommelseilen werden deshalb die Einbandstücke nebst dem anschließenden Seilstück von etwa 3 m Länge in Zeiträumen von  $\frac{1}{4}$ — $\frac{1}{2}$  Jahr, je nach den Betriebsverhältnissen, abgeschnitten und die Einbände erneuert, was bei Treibscheibenseilen nicht möglich ist. An den abgeschnittenen Stücken werden Drahtprüfungen vorgenommen, für die wieder besondere Vorschriften gelten. Die Ergebnisse bieten aber nur ein unvollkommenes Bild von der tatsächlich noch vorhandenen Bruchlast des Seiles, da einerseits etwa gelockerte Drähte noch als tragend gelten, die in Wirklichkeit nicht mehr tragen, während andererseits Drähte etwa wegen zu geringer Biegezahl gänzlich unberücksichtigt bleiben, trotzdem sie in Wirklichkeit noch an der Belastungsaufnahme teilnehmen. Zu einem sicheren Ergebnis gelangt man daher, wenn man, wie das z. B. in der Seilprüfstelle der Westfälischen Berggewerkschaftskasse an der Bochumer Bergschule geschieht, das Seil mit

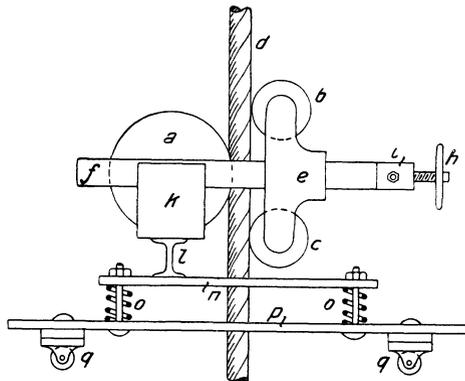


Abb. 687. Meßvorrichtung zum Bestimmen der Lage von Drahtbrüchen.

<sup>1)</sup> S. Glückauf 1922, Nr. 31, S. 949 u. f.; Dr. A. Weise: Die bildliche Darstellung von Drahtbrüchen bei Förderseilen.

Hilfe sehr starker Zerreimaschinen im ganzen zerreit. Die Bochumer Seilzerreimaschine wird dem Grundgedanken ihrer Bauart nach durch Abb. 688 veranschaulicht. Das zwischen zwei Hohlkeilen (bei Bandseilen Flachkeilen) in einer weichen Metallegierung liegende Seil  $s$  wird hinten in dem festen Querhaupt  $f_1$  und vorn in dem beweglichen Querhaupt  $c_2$ , das durch die Zugstangen  $d_1$   $d_2$  mit dem Querhaupt  $c_1$  verbunden ist, eingespannt. Das letztere wird dadurch von dem festen Querhaupt entfernt, da der hohle Tauchkolben  $b$ , dessen Kopf es bildet, durch Einfhrung von Druckwasser mit Hilfe einer (nicht gezeichneten) Druckpumpe und des Rohres  $g_2$  unter Druck gesetzt wird, wobei der wachsende Druck an einem Manometer abgelesen werden kann. Nach dem Zerreien des Seiles knnen die Dreiwegehhne  $h_1$   $h_2$  umgeschaltet und dadurch der Tauchkolben  $b$  wieder zurckgeschoben werden, indem jetzt seine Innenflche durch das Rohr  $g_1$  unter Druck gesetzt wird. Die gegenwrtig verwandte Zerreimaschine, die von der Maschinenfabrik Haniel & Lueg in Dsseldorf fr 450 t Bruchlast gebaut ist, unterscheidet sich von der in der Abbildung dargestellten Anordnung besonders dadurch, da die beiden

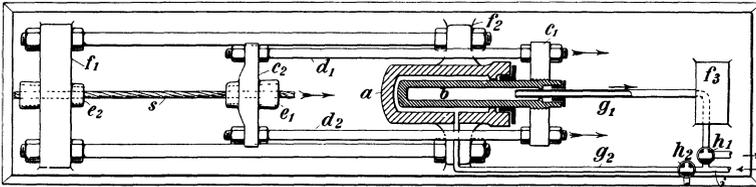


Abb. 688. Schematische Darstellung einer Seilzerreimaschine.

ueren Zugstangen mit Gewinde versehen sind und die Brcke  $f_2$  auf diesen verschoben werden kann, um das Einspannen verschiedener Seillngen zu ermglichen.

Zur berwachung der Seile gehrt auch die Nachprfung der besonderen Betriebsbeanspruchungen, denen sie unterliegen, insbesondere der dynamischen Beanspruchungen infolge unruhigen Ganges der Frdermaschine sowie infolge von Sten durch mangelhafte Frdermaschinenbremsen oder schlechte Gestellfhrungen im Schachte, die ihrerseits wieder durch Abweichungen der Schachtachse aus dem Lot oder durch Druckercheinungen verursacht werden knnen. Diese Beanspruchungen bilden die Hauptursachen fr die gefhrlichen Beschdigungen der Einbnde. Ein geeignetes Gert fr die Messung der dynamischen Krfte ist der Beschleunigungsmesser von Jahnke-Keinath<sup>1)</sup>, der zu diesem Zweck auf einem Frderkorb befestigt wird. Der Grundgedanke dieser Vorrichtung ist durch Abb. 689 veranschaulicht. Das an einer Feder  $a$  aufgehngte Gewicht  $b$  bt nur im ruhenden Zustande des Frderkorbes  $F$  seinen vollen Zug aus, wogegen es bei freiem Fall vollstndig gleichmig mit dem Frderkorb fllt, also im Vergleich zu diesem gewichtslos wird. Zwischen diesen beiden Grenzfllen sind je nach der Gre der Beschleunigung (d. h. je nach der Annherung an den freien Fall) alle mglichen Zwischenstufen denk-

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Htt.- u. Sal.-Wes 1921, S. 153 u. f.; Jahnke u. Keinath: Zur berwachung von Schacht und Frderung whrend der Betriebsfahrt.

bar. Bei Beschleunigung in Aufwärtsrichtung erscheint das Gewicht schwerer. Die Feder wird entsprechend ent- oder belastet; sie zieht sich zusammen oder dehnt sich aus, und die Bewegung des Gewichtes wird durch ein Schreibwerk  $c$  auf einem Diagrammstreifen  $d$  verzeichnet. Die erforderliche Dämpfungsvorrichtung ist durch den in dem Zylinder  $e$  sich bewegenden Kolben, der Glycerin durch die Öffnungen  $f_1 f_2$  ansaugt bzw. verdrängt, an-

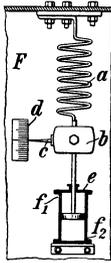


Abb. 689. Grundgedanke des Beschleunigungsmessers von Jahnke-Keinath.

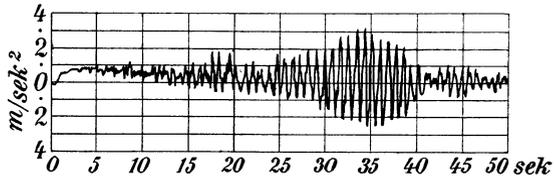


Abb. 690. Beschleunigung-Schaubild, aufgenommen mit dem Beschleunigungsmesser.

gedeutet. Ein Beispiel für die Aufzeichnung mit dieser Vorrichtung gibt Abb. 690: Hier war bei rund 115 m Tiefe eine Annäherung der Spurlatten durch den Gebirgsdruck herbeigeführt und dadurch eine Klemmung des Förderkorbes zwischen den Führungen veranlaßt worden, die sich in einer Verzögerung der Bewegung des Förderkorbes und entsprechenden Seilswingungen äußerte.

194. — **Die Bruchgefahr bei Förder- und Unterseilen.** Eine besonders gefährdete Stelle der Seile bilden gemäß Ziff. 193 die Einbände, da die Seile hier einmal starken Klemmungen ausgesetzt sind und ferner die auslaufenden Seilswingungen eine sehr große Zahl von zusätzlichen dynamischen Beanspruchungen erzeugen<sup>1)</sup>. Die Gefahr ist hier auch deshalb größer, weil die Drahtbrüche häufig verdeckt liegen und der Überwachung entgehen. Stärkerem Verschleiß sind auch die Seilstrecken ausgesetzt, die während der Beschleunigung und der Verzögerung des Treibens über die Seilscheiben laufen; in diesen Abschnitten schwingen die Seile stärker und laufen heftig schlagend auf die Scheiben auf.

Bei stärkerem Rostangriff entsteht die Gefahr, daß die Außendrähte dünn und locker werden. Sie reiben dann in verstärktem Maße in den Rillen einerseits und auf den darunterliegenden Innendrähten andererseits, so daß der Verschleiß mit ständig wachsender Geschwindigkeit fortschreitet. Die Lockerung erreicht schließlich ein solches Maß, daß die Außendrähte überhaupt nicht mehr tragen und die ganze Belastung von den Innendrähten aufgenommen werden muß. Diese brechen dann vorzeitig, und es entsteht die Gefahr, daß das Seil infolge der starken inneren Schwächung plötzlich bricht, während von außen wohl ein starker Verschleiß, aber vielleicht keine oder nur vereinzelte Drahtbrüche erkennbar waren. Aus diesem Grunde ist es auch nicht möglich, die Sicherheit eines Förderseiles nach den festgestellten Drahtbrüchen zu beurteilen. Es muß stets auch der Grad des Rostangriffes und des Verschleißes berücksichtigt werden, wozu allerdings eine gewisse Erfahrung gehört.

<sup>1)</sup> Vgl. Dr. Ing. A. Heilandt: Ein Beitrag zur Berechnung der Drahtseile usw. (München, R. Oldenbourg), 1916; — ferner Glückauf 1930, Nr. 33, S. 1089 u. f.; H. Herbst: Bemerkenswerte Brüche von Förderseilen.

Besonders zu erwähnen ist auch noch die recht große Bruchgefahr der Flach-Unterseile. Diese erleiden erfahrungsgemäß auf den Endstrecken bis zu etwa 50 m von den Körben entfernt einen sehr starken inneren Verschleiß und Rostangriff. An den Stellen, an denen sich Drähte benachbarter Litzen berühren, und an den Kreuzungstellen mit den Nählitzen schleiß sie völlig durch, ohne daß die Bruchenden heraustreten. Schließlich genügt ein Bremsstoß der Fördermaschine beim Umsetzen an der Hängebank, um den Bruch herbeizuführen. Von großer Wichtigkeit ist es deshalb, die genannten Seilstrecken stets mit einem starken Fettüberzug bedeckt zu halten, der nicht nur als Rostschutz wirkt, sondern auch die innere Reibung und damit den Verschleiß im Seil verringert.

**195. — Leistungen und Kosten von Förderseilen.** Die Frage eines Maßstabes für die Leistung von Förderseilen ist außerordentlich schwierig, da die Arbeitsbedingungen für die Seile sehr verschiedenartig sind. Verschiedene Verhältnisse der Scheibendurchmesser zu den Seildurchmessern sowie die Zahl der Seilscheiben bedingen verschiedene Biegungsbeanspruchungen. Unterschiede im Gange der Fördermaschinen und ihrer Bremsen, in der Fördergeschwindigkeit, in mehr oder minder stark unrunder Seilscheiben, in der Beschaffenheit der Korbführungen im Schachte führen zu verschiedenen dynamischen Beanspruchungen infolge von Seiloscillationen. Verschiedene Feuchtigkeit ergibt Unterschiede im Rostangriff. Man wird deshalb mit einem der üblichen Leistungsmaßstäbe keinen genauen, sondern höchstens einen überschlägigen Vergleich von Seilen verschiedener Förderungen erwarten können.

Für den Vergleich von Trommel- und Treibscheibenseilen (s. Ziff. 229 u. f.) ist noch zu berücksichtigen, daß bei der Trommelförderung jedes Seil eintrümmig, bei der Treibscheibenförderung das in beiden Schachttrümmen laufende Seil zweitrümmig arbeitet. Treibscheibenseile leisten daher unter sonst gleichen Verhältnissen mehr als Trommelseile, obwohl andererseits für sie ein gewisser Mehrverschleiß durch Rutschen in Rechnung zu stellen ist.

In Nebenförderungen, die hauptsächlich der Seilfahrt dienen, werden die Seile im wesentlichen durch Rost zerstört, ohne daß sie eine wesentliche Förderarbeit geleistet haben. Diese Seile vergleicht man am einfachsten und zuverlässigsten auf Grund der Aufliegezeit. Als Mittelwerte ergeben sich für sie aus der Dortmunder Seilstatistik folgende Zahlen:

Schachtbeschaffenheit Seile	trocken		naß	
	blank	verzinkt	blank	verzinkt
	Durchschnittliche Liegezeiten in Monaten			
Trommelseile . . . . .	26	36	20,5	26
Treibscheibenseile . . . . .	24,5	31	14,5	25,5

Seile, die keinem stärkeren Rostangriff unterliegen, vergleicht man entweder nach der Zahl der Aufzüge und damit der Zahl der ausgehaltenen Biegungen oder nach ihrer Förderleistung, d. h. dem Produkt aus den geförderten Gewichten und der Förderteufe (tkm). Letzterer Maßstab hat sich besonders eingeführt, weil er einen einfachen Überblick gestattet. Will man ihn zur ver-

gleichenden Bewertung von Seilen benutzen, so muß man auch die mit dem Seil gehobenen Totlasten (leere Wagen, Korb- und Seilgewicht) berücksichtigen und die so ermittelte Bruttoarbeit ins Verhältnis zum Seilgewicht setzen, so daß man als Maßstab für die Bewertung tkm/kg erhält. Nach der Dortmunder Seilstatistik ergeben sich etwa folgende Mittelwerte:

Trommelseile	180 tkm/kg
Treibscheibenseile	300 „ „

Die Werte entsprechen etwa 70000 bzw. 120000 Treiben (bei Trommelseilen Doppeltreiben). Die geringeren Werte für Trommelseile erklären sich außer durch den vorhin erwähnten grundsätzlichen Unterschied auch durch den Umstand, daß Trommelförderungen in den meisten Fällen nur noch in Nebenbetrieben mit geringerer Förderung verwendet werden.

Da 1 kg Seil etwa 1,1  $\mathcal{M}$  kostet, so errechnen sich die Seilkosten zu

$$110:180 \sim 0,6 \mathcal{M}/\text{tkm} \text{ für Trommelseile und}$$

$$110:300 \sim 0,37 \mathcal{M}/\text{tkm} \text{ für Treibscheibenseile.}$$

Da auf 1 t Kohlenförderung in flachen Schächten etwa 3—4, in tiefen Schächten etwa 4—5 Gesamt-tkm entfallen, so belaufen sich die Seilkosten je t Förderung:

$$\text{für Trommelseile auf etwa } 1,8\text{—}2,4 \text{ bzw. } 2,4\text{—}3,0 \mathcal{M},$$

$$\text{für Treibscheibenseile auf etwa } 1,1\text{—}1,5 \text{ bzw. } 1,5\text{—}1,8 \mathcal{M}.$$

In nassen Schächten beträgt die durchschnittliche Leistung der Seile nur etwa 70% der obigen Werte, so daß für sie die errechneten Seilkosten mit 1,4 zu multiplizieren sind.

## 2. Die Fördergestelle.

**196. — Größe der Fördergestelle.** Die Fördergestelle, die auch als „Förderkörbe“, „Förderschalen“, „Fördergerippe“ bezeichnet werden, können für einen oder für mehrere Wagen gebaut werden. Im letzteren Falle sind noch ein- und mehrbödige Gestelle zu unterscheiden. Gestelle für nur einen Wagen finden wir in Deutschland nur noch in geringem Maße, hauptsächlich im Erzbergbau. Für alle Förderungen, die mit größeren Massen arbeiten oder aus größeren Tiefen heben müssen, ist die Unterbringung einer größeren Anzahl von Wagen auf dem Gestell notwendig, da gemäß Abb. 677 auf S. 571 der durch Förderung einer größeren Nutzlast mit jedem Treiben erzielte Gewinn an Förderleistung größer ist als der Verlust infolge des Mehraufwandes an Zeit für die Bedienung von mehrbödigen Gestellen an den Anschlagspunkten. Im Ruhrkohlenbezirk herrscht heute der Förderkorb mit 8 Wagen durchaus vor. Bei solchen größeren Fördergestellen wird außerdem das Verhältnis zwischen toter Last und Nutzlast günstiger, weil beispielsweise ein Gestell für 8 Wagen nicht das Doppelte eines Gestelles für 4 Wagen wiegt.

Das Unterbringen mehrerer Wagen auf einer Gestellbühne kann durch Hintereinander- oder Nebeneinanderschieben dieser Wagen ermöglicht werden. Im ersteren Falle wird der Grundriß des Gestelles lang und schmal, im letzteren kurz und breit. Im einzelnen sind allerdings zahlreiche Übergänge zwischen diesen beiden Formen, je nach der Länge und Breite der Förderwagen, vorhanden. Fördergestelle mit Nebeneinanderstellung der Wagen lassen sich schneller bedienen, erfordern aber dazu eine etwas größere Zahl von Anschlägern

oder einen größeren Aufwand an Aufschiebevorrichtungen. Im übrigen ist auch die Größe der Schachtscheibe und die Notwendigkeit, den Grundriß der Fördergestelle der Schachteinteilung anzupassen, hier von Bedeutung. Durch die verschiedenen Grundrißformen der Förderkörbe ergibt sich auch deren verschiedenartige Führung (Ziff. 206), indem bei den schmalen Gestellen Kopfführung, bei den anderen Seitenführung überwiegt; jedoch lassen sich auch schmale Körbe für Seitenführung und breite für Kopfführung einrichten.

Im allgemeinen begnügt man sich in Deutschland mit 2 Wagen je Gestellbühne, während man z. B. im englischen Steinkohlenbergbau, der allerdings kleinere Förderwagen verwendet, schon seit längerer Zeit verschiedentlich bis zu 6 Wagen auf einer Bühne untergebracht hat<sup>1)</sup>. Neuerdings hat man aber auch bei uns verschiedene Großförderanlagen mit Gestellen für 3 hintereinander- oder 4 paarweise nebeneinandergestellte Wagen (Abb. 691) ausgerüstet, um die verlangte Förderleistung bewältigen zu können.

Vereinzelt hat man in engeren Schächten auch 6—12 bödige Fördergestelle mit nur einem Wagen auf jeder Bühne verwandt. Jedoch werden dabei Förderkörbe und Leitungen in nicht ganz geraden Schächten durch die unvermeidlichen Stöße stark beansprucht, und die Bedienung an den Anschlagpunkten wird erheblich erschwert. Außerdem ergibt sich der Übelstand, daß bei

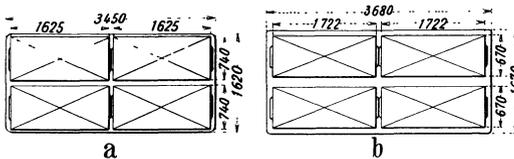


Abb. 691 a und b. Beispiele für Förderkorbgrundrisse mit 4 Wagen je Tragboden.

der Höchststellung des oberen Förderkorbes an der Hängebank sein Abstand bis zu den Seilscheiben nur verhältnismäßig gering ist und dadurch die Gefahr eines Übertreibens vergrößert wird.

Von besonderer Bedeutung ist das Gewicht der Förderkörbe, das sich mit wachsender Teufe immer stärker bemerklich macht. Es wirkt zunächst auf den Seildurchmesser zurück, da dieser gemäß der Gleichung auf S. 579 in gleichem Verhältnis mit der Förderlast zu- und abnimmt. Ferner steigert es den Energieverbrauch der Fördermaschine infolge der von ihr zu leistenden größeren Beschleunigungsarbeit, so daß man bei geringerem Gewicht umgekehrt mit der gleichen Maschinenleistung eine größere Förderleistung erzielen kann.

Einen Überblick über die zahlenmäßige Bedeutung des Förderkorbgewichts gibt nachstehende Zahlentafel, der folgende Annahmen zugrunde gelegt sind: Teufe 800 m, Gewicht der Nutzlast (8 Wagen zu je 750 kg) 6 t, der Förderwagen (je 550 kg) 4,4 t, des Zwischengeschirrs einschließlich Unterseilaufhängung 1,5 t, Zugfestigkeit des Seildrahts 180 kg/mm<sup>2</sup>, Sicherheit neunfach.

Die Zahlentafel zeigt, daß eine Verringerung des Gestellgewichts sich anteilmäßig erheblich weniger bemerklich macht, da es ja immerhin — namentlich bei größeren Teufen, wo das Seilgewicht mehr in den Vordergrund

<sup>1)</sup> Vgl. z. B. T. C. Futers: Mechanical engineering of collieries (London, Chichester Press), 1905, Bd. 1, S. 90.

Gewicht des Gestells $t$ . . . . .	7,0	6,0	5,0	4,0
Verhältnis des Gestellgewichts zur Nutzlast . . . . .	1,17	1,00	0,83	0,67
Seilgewicht $t$ . . . . .	11,2	10,6	10,0	9,4
Gesamtbelastung des Seiles $t$ . . . . .	30,1	28,5	26,9	25,3
Gesamtgewicht der zu beschleunigenden Massen im Schachte $t$ . . . . .	54,2	51,0	47,8	44,6
Verhältniszahlen für die Gesamtgewichte (dasjenige für ein Gestellgewicht von 6 t = 100 gesetzt)	106,4	100,0	93,9	87,5

tritt — nur einen Teil der Gesamtförderlast ausmacht. Andererseits nötigen aber gerade die großen Tiefen dazu, auch kleine Vorteile auszunutzen, so daß die Gewichtsverminderung bei den Förderkörben ihre Bedeutung behält. Auch ist zu berücksichtigen, daß eine Verringerung der insgesamt im Schachte zu beschleunigenden Massen um rund 9,6 t infolge einer Herabdrückung des Gestellgewichts um 3 t bereits eine erhebliche Entlastung der Fördermaschine darstellt und daß sich diese bei der Seilfahrt, wo das Gestellgewicht einen größeren Anteil an der Gesamtlast ausmacht, noch stärker bemerklich macht.

Man ist daher schon früh dazu übergegangen, die tragenden Teile der Fördergestelle aus Stahl herzustellen, um an Gewicht zu sparen. Neuerdings haben die Fortschritte der Leichtmetalltechnik Versuche mit der Verwendung von Leichtmetall beim Bau der Gestelle veranlaßt. Abb. 692 gibt ein von der Demag für die Zeche de Wendel bei Hamm geliefertes Gestell wieder, bei dem nur noch die stark ausgezogenen Teile — insbesondere die Schienen, die Boden- und

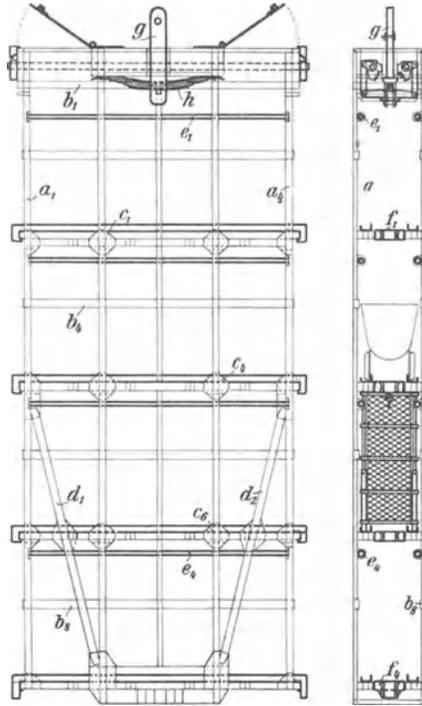


Abb. 692. Förderkorb mit weitgehender Verwendung von Leichtmetall.

Deckelbleche, die Führungsschuhe, die Federn der Fangvorrichtung, die Schmiedeteile und Schleißbeisen — aus Stahl bzw. Fluß- oder Schmiedeeisen, alle anderen aus Duralumin (geliefert von den Dürener Metallwerken in Düren) hergestellt sind. Das Gewicht des Gestells, das sonst 7500 kg betragen haben würde, konnte auf diese Weise auf 4000 kg herabgedrückt werden. Wichtig ist dabei allerdings die Rücksicht auf die Einwirkung salziger und angesäuerten Schachtwasser, gegen die Leichtmetalle empfindlicher als Stahl sind. Insbesondere macht sich diese Wirkung infolge elektrolytischer Erscheinungen an den Stellen bemerklich, an denen Leichtmetall und Eisen zusammenstoßen. Man hat sich daher im vorliegenden Falle, obwohl Duralumin verhältnismäßig widerstandsfähig gegen chemische Einwirkungen ist, genötigt gesehen, an

den Berührungstellen einen Schutzanstrich anzubringen sowie Wetterleinen, das mit der gleichen Anstrichmasse getränkt wurde, zwischenzulegen. — Neuerdings werden auch die Riffelbleche für die Bodenbeläge in Duralumin gewalzt, woraus sich eine weitere Gewichtspersparnis ergibt.

**197. — Bauart der Fördergestelle.** Die Fördergestelle, für welche außer Abb. 692 auch Abb. 693 (in Anlehnung an die Bauart der Maschinenfabrik

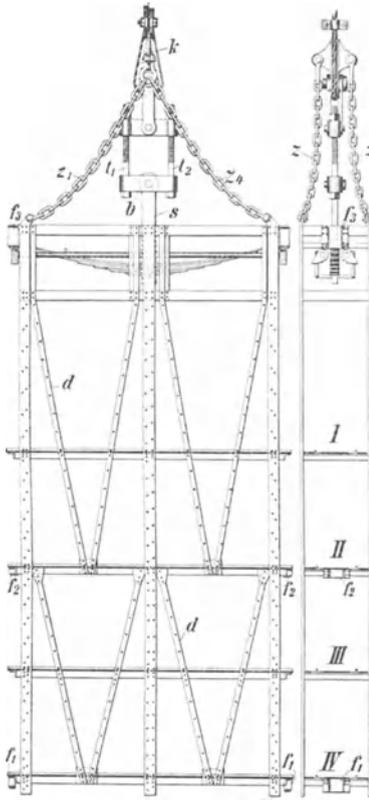


Abb. 693. Vierbödriger Förderkorb mit Zwischengeschirr.

Westfalia-Dinnendahl-Gröppel in Bochum) ein Beispiel gibt, werden aus Profileisenrahmen zusammengesetzt, deren Anzahl der Zahl der Gestellböden entspricht und die unter sich durch Profileisen in den Ecken und in der Mitte der Seitenwände zu einem kräftigen Gerippe zusammengefügt werden. Besonders stark muß der Kopfrahm ausgeführt werden, da an diesem das Seil angreift und die etwa vorzusehenden Fangvorrichtungen befestigt werden. Die Seitenwände werden durch diagonal gestellte Flach- oder Winkeleisen  $d$  versteift. Für die Führung an den Schachtleitungen dienen die Gleitschuhe  $f_1$ — $f_4$ .

Bei der Bauart der Fördergestelle ist nicht nur auf die gewöhnliche Förderung, sondern auch auf die Seilfahrt und auf das gelegentliche Einhängen besonders umfangreicher Stücke, wie Maschinenteile, und besonders langer Gegenstände, wie langer Grubenhölzer und Schienen, Rücksicht zu nehmen. Zu diesem Zwecke wird das Dach gemäß Abb. 692 zum Aufklappen eingerichtet und mindestens der obersten Abteilung, wie Abb. 693 zeigt, eine größere Höhe gegeben; auch werden vielfach die Belagplatten der einzelnen Böden abnehmbar befestigt.

**198. — Das Festhalten der Wagen auf dem Gestell** erfolgte früher meist durch Drehklinken, die in halber Höhe der einzelnen Abteilungen oder unmittelbar über den Auflaufschienen oder -winkeleisen verlagert und von den Anschlägern mit der Hand oder dem Fuße bewegt wurden. Abb. 694 zeigt eine Fußklinke  $s$ , die mittels der Knaggen  $a_1$   $a_2$  die Schiene sperrt und mit Hilfe der Klauen  $b_1$   $b_2$  herumgeworfen werden kann. Doch haben sich solche Drehklinken, wenn mit größerer Geschwindigkeit gefördert wird, als nicht sicher genug erwiesen, da sie bei Geschwindigkeitsschwankungen des Gestells infolge ihrer Trägheit selbsttätig hochklappen können. Man verwendet daher in solchen Fällen heute andere Hilfsmittel. Eine einfache Vorrichtung ist die in Abb. 695 dargestellte, die Einsenkungen für die Räder

in den Auflaufschienen aufweist; umgekehrt kann man auch durch Erhöhungen auf den Schienen die Räder festhalten. Solche Vorrichtungen erschweren allerdings das Aufschieben, doch spielt diese Erhöhung des Widerstandes bei den heute vorherrschenden maschinenmäßigen Aufschiebevorrichtungen keine Rolle.

Für das Festhalten des vordersten Wagens beim Aufschiebebetrieb haben sich auf den Schienen laufende Rollenhemmungen nach Romberg gut bewährt, für die Abb. 696 ein Beispiel gibt, die den sog. „Pufferblock“ von Gebr. Reuß, Maschinen- und Armaturenfabrik G. m. b. H., Essen-Altenessen, darstellt: die auflaufenden Förderwagen schieben die Achse  $a$  mit den vier auf der Oberkante der Auflauf-Winkeleisen laufenden Rollen  $b_1—b_4$  vor sich her und fahren sie in die Fanghaken  $c$ , wo die Räder durch die um die Achsen  $d$  schwingenden und daher sich ihrem Umfange völlig anpassenden Bremsblöcke  $e$  festgehalten werden; dabei werden die Stöße durch die Schraubenfedern  $f$  aufgenommen.

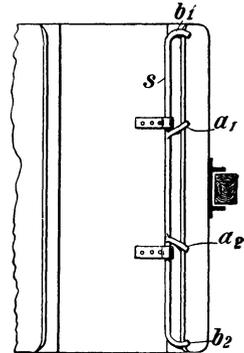


Abb. 694. Fußklinke für das Festhalten der Wagen.

Bei einer ähnlichen Hemmvorrichtung der Maschinenfabrik E. Hese (Abb. 697) schiebt der Wagen eine Laufachse  $a$  vor sich her; diese wird seitwärts durch die  $\sqcup$ -Eisen  $b_1 b_2$  geführt, in die sie mittels der Schlitzseile  $c_1 c_2$  eingelegt wird, und am Ende ihres Weges durch die abgefederten Puffer  $d_1—d_4$  aufgefangen.

Derartige Vorrichtungen erfordern allerdings an Füllort und Hängebank eine entgegengesetzte Richtung des Wagen-Zu- und -Ablaufs, was sich aber in der Regel ohne größere Schwierigkeiten einrichten läßt.

**199. — Seilfahrt mit Fördergestellen.** In tiefen Schächten tritt die Rücksicht auf die Seilfahrt stärker in den Vordergrund als bei geringeren Teufen, da einerseits solche Schächte gemäß Ziff. 176 große Förderleistungen bewältigen müssen, andererseits auch entsprechend viele Leute ein- und auszufördern sind. Es ist dabei zwischen dem Zeitverlust für die ganze Anlage und dem Zeitverlust für den einzelnen Mann zu unterscheiden. Der letztere läßt sich durch das sog. „revierweise Anfahren“ wesentlich verringern, indem man die Leute nach Steigerabteilungen zusammenfaßt, so daß jede Abteilung über ihre Belegschaft bei Beginn der Schicht voll verfügen kann und nicht auf Nachzügler warten muß. Auf diese Weise kann für den einzelnen Mann, da die Verlängerung seiner Fahrzeit im Schachte nicht von Belang ist, die Bedeutung der Teufe nahezu ausgeschaltet werden. Das Schaubild in Abb. 698<sup>1)</sup> veranschaulicht einen solchen Seilfahrtsplan in Verbindung mit

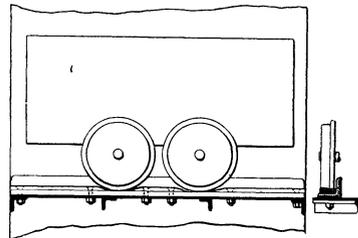


Abb. 695. Gestellboden mit Einbuchtungen für die Räder.

<sup>1)</sup> Glückauf 1927, Nr. 7, S. 231 u. f.; F. Dohmen: Untersuchung der Seilfahrtsverhältnisse auf den Schachtanlagen 1/4 und 2/3 der Zeche Wilhelmine Victoria.

dem Fahrplan für die anschließende Lokomotivförderung. Die Förderkörbe sind mit römischen, die Steigerreviere mit arabischen Ziffern bezeichnet. Die Leute aus den entfernter gelegenen Revieren 6, 8 und 10 fahren mit den Lokomotivzügen 1 und 2 zur Arbeitsstelle und zurück, und zwar genügt für das Abholen der schwächer belegten Nachtschicht zum Schachte Zug 1, der dann am Schachte die einfahrende Belegschaft der Reviere 6 und 10 abwartet,

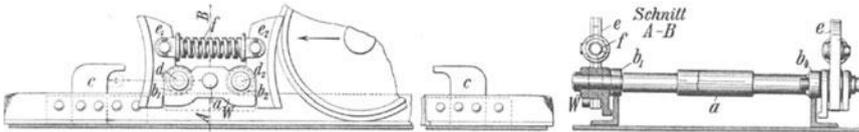


Abb. 696. Rollen-Hemmvorrichtung mit Federung.

während diejenige des Reviers 8 durch Zug 2 abgeholt wird. — Dagegen kann für die Schachtförderung nur dadurch Zeit gewonnen werden, daß die Seilfahrt möglichst leistungsfähig gestaltet oder einer besonderen Fördereinrichtung zugewiesen wird.

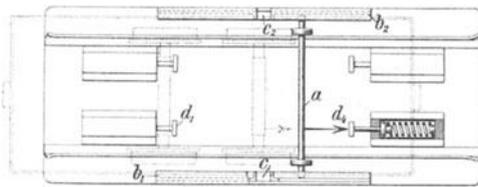


Abb. 697. Rollen-Hemmvorrichtung mit federnden Puffern.

Für die Steigerung der Leistungsfähigkeit der Seilfahrt kommen dieselben Möglichkeiten in Betracht, wie sie gemäß der Gleichung für die Pendelförderung (Ziff. 2) auch für die Güterförderung gegeben sind: Erhöhung der Nutzlast,

d. h. Vermehrung der Zahl der gleichzeitig fahrenden Leute, Vergrößerung der Fahrgeschwindigkeit und Abkürzung der Pausen. Für die zulässige Zahl der Fahrenden ist gemäß behördlicher Vorschrift die Höhe der Gestell-

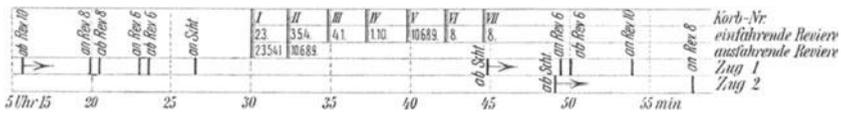


Abb. 698. Fahrplan für Seilfahrt und Lokomotivführung.

abteilungen maßgebend, da von dieser die für je einen Mann geforderte Standfläche abhängt. Das Gestell nach Abb. 692 ist daher mit Abständen von je 2 m zwischen den einzelnen Böden gebaut. Auch kommt die Rücksicht auf die Seilsicherheit in Frage; doch ist diese in der Regel nicht von Belang, da die für die Güterförderung vorgeschriebene Sicherheit ohne weiteres eine erhöhte Sicherheit für die geringere Belastung bei der Seilfahrt bedeutet: Die Besetzung beispielsweise eines großen Förderkorbes für 8 Wagen mit 70 Leuten stellt bei einem Durchschnittsgewicht der Leute von 75 kg eine Belastung von 5250 kg dar, der bei der Förderung, auch wenn nur mit Kohlenwagen gerechnet wird, ein Gewicht von mindestens etwa  $8 \cdot 1000 = 8000$  kg gegenübersteht. Eine Berechnung für 12 größere Förder-

anlagen des Ruhrbezirks hat ergeben, daß das Gewichtsverhältnis „Seilfahrt zu Förderung“ für die Belastung des Förderkorbes zwischen rund 32,5 und 66,5%, für die Belastung des Seiles zwischen rund 68 und 88% schwankte<sup>1)</sup>. — Die Geschwindigkeit kann nur bis zur bergpolizeilich zugelassenen Höchstgrenze gesteigert werden, die für den Oberbergamtsbezirk Dortmund jetzt 10 m/s für die Förderung mit Dampfmaschine und 12 m/s für die Förderung mit elektrischer Fördermaschine beträgt; die höhere Geschwindigkeit für die elektrische Förderung rechtfertigt sich durch den gleichmäßigen Gang der Förderkörbe und durch die weitgehende Beherrschung der Maschine durch Sicherheitsvorrichtungen. — Für die Abkürzung der Pausen steht hier das bei der Förderung im allgemeinen nicht gebräuchliche Hilfsmittel der gleichzeitigen Bedienung aller Gestellabteilungen zur Verfügung. Man verwendet heute für größere Förderanlagen allgemein an der Hängebank aufklappbare Treppen aus Eisenblech, die während der Förderung hochgehoben, während der Seilfahrt heruntergelassen werden und dann das gleichzeitige Aus- und Einsteigen aller Leute gestatten (vgl. Abb. 770 auf S. 678). Die entsprechende Einrichtung am Füllort ergibt sich aus Abb. 147 auf S. 129; hier sind Fahrten für die auf den unteren Abteilungen im „Keller“ ein- und aussteigenden Leute vorgesehen.

Für große Tiefen hat sich aber eine neue Schwierigkeit bemerklich gemacht, die in den Ansprüchen an das Förderseil liegt und darin begründet ist, daß ein- und dasselbe Seil für die Förderung und Seilfahrt benutzt werden und daher auch für die Höchstbelastung bei der Güterförderung die bergpolizeilich vorgeschriebene Sicherheit aufweisen muß, wogegen für ein für die Güterförderung allein bestimmtes Seil eine wesentlich geringere Sicherheit ausreichen würde. Wie groß die Bedeutung einer solchen Verringerung der Sicherheit ist, zeigt nachstehender Vergleich zwischen Seilquerschnitten für siebenfache und für neunfache Sicherheit bei verschiedenen Teufen, bezogen auf eine größte Förderlast von 15000 kg und eine Drahtfestigkeit von 170 kg/mm<sup>2</sup>:

#### Rechnungsmäßige Seilquerschnitte in cm<sup>2</sup> bei verschiedenen Sicherheiten.

Teufe in m	100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1100
I. 7fache Sicherheit	6,4	6,7	7,0	7,3	7,6	8,1	8,4	8,9	9,4	10,0	10,6
II. 9fache Sicherheit	8,4	8,8	9,3	9,9	10,5	11,3	12,1	13,0	14,3	15,6	17,2
III. Verhältnis $\frac{II}{I}$ . .	1,31	1,31	1,33	1,36	1,38	1,40	1,44	1,46	1,52	1,56	1,62

Der Vergleich lehrt, daß das Verhältnis der beiden Seilquerschnitte von rund 1,3 bei 100 m Tiefe auf rund 1,6 bei 1100 m Tiefe gestiegen ist. Und da heute für Großförderanlagen die Beschaffung der erforderlichen Seile bereits auf Schwierigkeiten stößt, so erscheint eine Verteilung der Förderaufgaben auf verschiedene Fördereinrichtungen als erwägenswert. Man würde dann für die Seilfahrt eine besondere Fördermaschine zur Verfügung halten, die auch Nebenaufgaben, wie Förderung von Holz, Werkstoffen u. dgl., bewältigen könnte, und würde den weiteren Vorteil erzielen, daß diese Maschine wesentlich

<sup>1)</sup> Glückauf 1923, Nr. 44, S. 1009 u. f.; Dr. A. Weise: Die Meistbelastung des Seiles bei der Seilfahrt gegenüber der Förderung.

leichter gehalten werden könnte und daher auch leichter und sicherer zu führen wäre. Bei der Gefäßförderung ergibt sich diese Lösung als die natürliche<sup>1)</sup>.

Während der Seilfahrt ist für einen Verschuß der offenen Seiten des Fördergestelles zu sorgen, der einerseits möglichst wenig wiegen darf und andererseits für möglichst rasche Betätigung eingerichtet werden muß, sowie nicht nach außen aufgehen darf. Früher waren allgemein Angeltüren üblich, die vor Beginn der Seilfahrt eingehängt werden und sich nur nach innen öffnen lassen. Da diese Türen das Verlassen des Fördergestelles erschweren, außerdem auch die Standfläche des Gestelles nicht voll auszunutzen gestatten, so werden neuerdings vielfach in einer Ebene bleibende Verschlüsse in verschiedener Form bevorzugt. Diese öffnen sich beispielsweise durch Zurückschieben nach den Seiten oder durch Hochziehen nach Art von Vorhängen mit Hilfe einer Rolle mit Sperrvorrichtung.

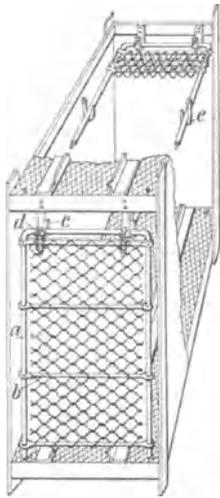


Abb. 699. Maschendrahtverschluß der Eisenwerkstätten Herm. Kleinholz in Oberhausen (Rheinland).

Einfacher sind leichte Maschendrahttüren, die während der Förderung hochgeklappt werden können. Abb. 699 zeigt einen solchen Verschuß, bei dem U-förmig gebogene Bügel *a* das Drahtnetz an Ringstäben *b* tragen, die an den Anschlägen hochgeschoben werden können. Die durch die Ösen *c* gesteckten Bolzen *d* halten die Bügel, die unten mit Zapfen in Spurlager im Gestell eingreifen, in dieser Stellung fest.

Die zur Seilfahrt bestimmten Fördergestelle müssen nach außen hin gut verkleidet werden, was mit möglichst geringer Vermehrung des Förderkorbgewichtes geschieht, indem man als Abkleidung gelochte Bleche oder auch Drahtgewebe verwendet. Der Gewichtsersparnis halber legt man verschiedentlich auch an Stelle eines geschlossenen Plattenbelages auf den einzelnen Böden einen Rost aus enggestellten Stäben und erzielt dadurch nebenbei den weiteren Vorteil, daß der Wetterzug möglichst wenig behindert wird.

**200. — Ersatzfördergestelle.** Bei dem großen Wert, den Förderanlagen mit Massenförderung auf möglichste Vermeidung längerer Unterbrechungen legen müssen, sind an der Hängebank stets Ersatzfördergestelle für den Fall von Unfällen bei der Förderung bereitzuhalten. Für diese ist wegen des heutigen großen Gewichtes der Gestelle die Ausstattung des Fördergerüsts an der Hängebank mit besonderen Schienen für eine einfache Laufkatze üblich, an der der Förderkorb aufgehängt ist und durch die er rasch und leicht an den Schacht gefahren werden kann (vgl. Abb. 769 auf S. 678).

### 3. Die Verbindungstücke zwischen Seil und Fördergestell. (Das Zwischengeschirr<sup>2)</sup>).

**201. — Seileinband.** Das oberste Stück des Zwischengeschirres ist der Seileinband. Zu unterscheiden sind solche Seileinbände, bei denen das

<sup>1)</sup> Vgl. auch den auf S. 376 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von Dr.-Ing. W. Roelen.

<sup>2)</sup> Näheres s. Glückauf 1928, Nr. 36, S. 1205 u. f.; H. Herbst: Beurteilung von Förderseileinbänden; — ferner Berg- und Hüttenmänn. Jahrb. 1929, Heft 4,

Seil um eine Scheibe („Kausche“) geschlagen und dann durch Klemm-  
vorrichtungen festgehalten wird, und Seileinbände, bei denen das Seilende  
ohne Umbiegung in eine Klemmbüchse gebracht wird.

202. — **Kausche.** Eine einfache Form der Kausche ist der „Handschuh“,  
der nur in einer Rinne aus starkem Blech besteht, in die sich das Seil hinein-  
legt. Solche Kauschen können wegen der starken Biegungsbeanspruchung,  
die durch die angehängte Förderlast ausgeübt wird, nur geringe Lasten tragen.  
Die heute für stärkere Beanspruchungen übliche Ausbildung entspricht der  
Kausche nach Abb. 700, die aus einer Stahlplatte mit einem Bolzenloch be-  
steht und für die Biegungsbeanspruchung durch die Förderlast einen aus-  
reichenden Querschnitt zur Verfügung hat. Wichtig ist das Innehalten der  
richtigen Maße, wie sie Abb. 701 links zeigt, damit das Seil gut anliegt und  
nicht unnötig stark gebogen wird, ferner das sachgemäße Anziehen der  
Klemmschrauben, das unten, wo die Biegung des Seiles beginnt, nicht zu  
stark erfolgen soll, und die zweck-  
mäßige Ausbildung der Klemmbacken,  
die oben und unten abgerundet werden  
sollen, um nicht durch scharfe Kanten  
in das Seil zu schneiden, und außer-  
dem (s. die Nebenzeichnung) das Seil

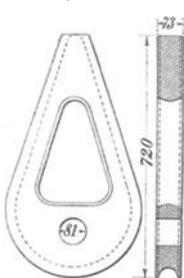


Abb. 700. Genormte  
Kausche  
(DIN Berg 1386).

auf der ganzen  
Hälfte des Um-  
fangs umfassen sol-  
len. In Abb. 701  
rechts sind die ver-  
schiedensten Fehler  
(mangelhafter Kau-  
schenschluß, scharf-  
kantige Klemm-  
backen, unsachge-  
mäßes Anziehen der  
Klemmschrauben)  
zusammengestellt<sup>1)</sup>.

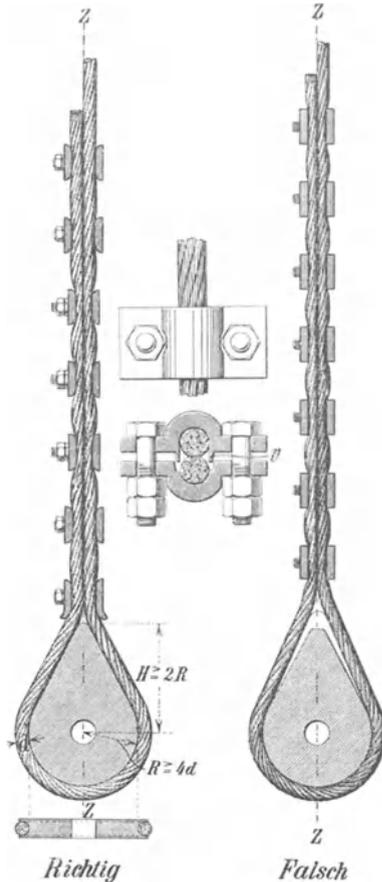


Abb. 701. Richtiger und falscher Kauschen-  
Seileinband (Z-Z = Zugachse).

Die Klemmschrauben halten das Seil zwischen ihren Haftflächen und dem  
Seil und zwischen dem Trageil und dem umgeschlagenen Endstück fest. Sie  
sind neuerdings ihrer wachsenden Bedeutung gemäß immer besser durch-

S. 150 u. f.; Dr.-Ing. G. Elster: Drahtseilklemmen; — ferner Bergbau 1930, Nr. 50,  
S. 740 u. f.; E. Becker: Kauschenseilklemmen; — ferner Glückauf 1931, Nr. 3,  
S. 81 u. f.; L. Klein: Die Reibung von Drahtseilen in Klemmen.

<sup>1)</sup> Nach H. Herbst in dem auf S. 594 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz.

gebildet worden, wobei man außer auf sichere Wirkung auch auf vergrößerte Haftflächen zur Schonung des Seiles und auf Gewichtsersparnis bedacht gewesen ist. Die aus Abb. 701 ersichtlichen einfachen Schellenbänder kommen für größere Belastungen nicht in Betracht. Die noch viel verwendeten „Einsteckklemmen“ gemäß Abb. 702a nötigen zu starkem Anziehen der Schrauben, da sie das Seil nur auf kleinen Flächen fassen. Die Stahlgußklemme von Kellner & Flothmann in Düsseldorf (Abb. 702b) umfaßt das Seil auf einem Halbkreisbogen (wie auch die Klemme in Abb. 701) und bietet außerdem den Vorteil, daß der Werkstoff auf den „gefährlichen Querschnitt“ zusammengedrängt ist und daher bei geringem Gewicht eine große Tragfähigkeit erzielt wird. Bei der von der A.-G. Ad. Bleichert in Leipzig gelieferten Klemme „Bakkenzahn“ wird die Reibung dadurch vergrößert, daß das Seil sich (Abb. 702c) in eine Rille legt, die in einem besonderen Formstück *c* ausgearbeitet ist, gegen welches das Seil durch Anziehen eines Bügels *d* gepreßt wird. Mit besonderer Sorgfalt ist die in Gesenkschmiedearbeit hergestellte Klemme der Firma Heuer-Hammer in Grüne i. W. (Abb. 702d) durchgebildet. Sie umfaßt

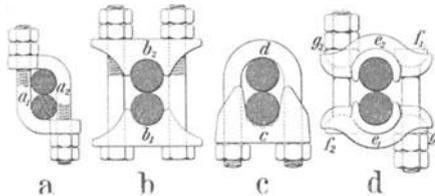


Abb. 702 a—d. Beispiele für Seilklemmen.

beide Seilstücke auf mehr als die Hälfte des Umfanges, zeichnet sich infolge der Verlegung der Biegebungsbeanspruchung in schmale Tragrippen  $e_1 e_2$  durch geringes Gewicht aus und bietet außerdem infolge der zylindrischen Ausbildung der Endscheiben  $f_1 f_2$ , der

Schraubenbolzen und der Unterscheiben  $g_1 g_2$  für die Muttern eine gewisse Nachgiebigkeit, die ein Verbiegen der Bolzen bei etwa zu scharfem einseitigen Anziehen verhütet.

Die Zahl der Klemmstellen richtet sich nach der Größe der Last. Es ist darauf zu halten, daß die Herstellung eines solchen Einbandes durch geschulte und erfahrene Leute erfolgt, weil durch unrichtiges Anlegen der Klemmbacken und durch ungenügendes oder zu starkes Anziehen der Schrauben entweder das Seil nicht genügend gefaßt wird oder einzelne Drähte zu stark beansprucht und dadurch zerstört werden. Insbesondere ist auf gleichzeitiges und gleichmäßiges Anziehen beider Schrauben zu achten.

Verbesserte Seileinbände stellen diejenigen von Eigen und von der Firma Heuer-Hammer dar. Der Eigensche Seileinband, der von der Deutschen Maschinenfabrik hergestellt wird (Abb. 703), zeichnet sich zunächst dadurch aus, daß durch den großen Halbmesser der Kausche *a* und das Einlegen eines Zwischenstückes *b* die Ablenkung und Umbiegung des Seiles möglichst sanft gestaltet wird. Ferner ist hier besonderer Wert auf die Schonung des unmittelbar tragenden Seilstückes gelegt worden, indem dieses von den Klemmschrauben überhaupt nicht erfaßt wird; diese pressen vielmehr nur den umgeschlagenen Seilswanz gegen das Einlegestück *b*, so daß das Hauptseil entlastet und vor schädlichen Überbeanspruchungen geschützt ist. Außerdem ist der obere Teil der Hülse *c* zum Aufklappen eingerichtet, indem die beiden Außenschalen  $d_1$  und  $d_2$  mit Hilfe von Handgriffen herunter- bzw. hochgeklappt werden können und so

das Seil für die Besichtigung freigeben. Das Zwischengeschirr greift mittels eines Schäkels und Riegels und der Doppellasche *g* an der Lasche *f* an, die einen Bestandteil der Kausche selbst bildet; der Schäkkel trägt noch 2 weitere Löcher, deren Abstand unter sich und von dem ersten Bolzenloch etwas größer als der Abstand der Bolzenlöcher in der Lasche ist, so daß auch feinere Einstellungen innerhalb dieses letzteren Abstandes möglich sind. Außerdem kann auch die Lasche durch eine Schraubenspindel ersetzt und so die genauere Fein-Einstellung der Seillänge ermöglicht werden.

Beim Seileinband nach Heuer-Hammer (Abb. 704) ist besonderer Wert darauf gelegt, die Knicke im Tragseil beim Austritt aus der Kausche unschädlich zu machen, da diese eine starke Beanspruchung des Seiles darstellen. Die Kausche ist daher so gestaltet, daß sie mit ihrer Achse schief zur Seilachse zu liegen kommt, so daß die von der Förderlast ausgeübte und senkrecht nach oben weitergeleitete Zugkraft geradlinig in die Seilachse übertritt.

Die Kausche hat den Vorzug, daß sie eine beliebige Anzahl von Klemmbacken anzusetzen gestattet und daher sich ein hoher Grad der Sicherheit mit ihr erreichen läßt. Nachteilig ist aber, daß durch das scharfe Umbiegen des zurückgebogenen Seilstückes bedenkliche Biegungsspannungen eintreten können und daß bei unachtsamem Anziehen der Klemmschrauben der Litzenverband im Seile gestört und mancher Draht zerdrückt werden kann, so daß die Sicherheit von der Sorgsamkeit der Leute abhängt. Auch wird für den Einband ein nicht unbeträchtliches Seilstück beansprucht, so daß man bei Trommelseilen in Anbetracht der in gewissen Zeitabschnitten

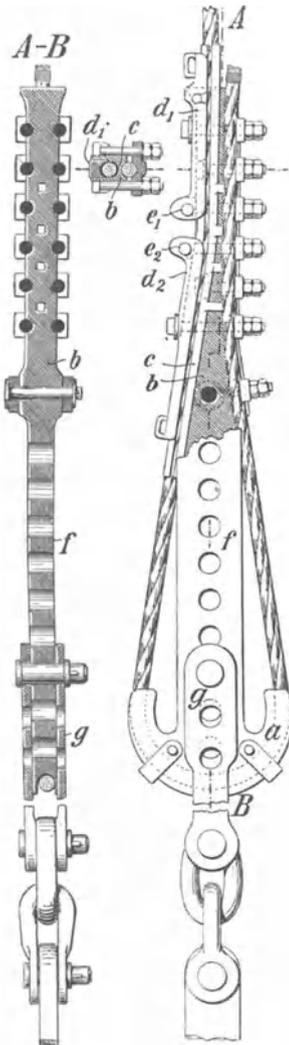


Abb. 703. Seileinband von Eigen.

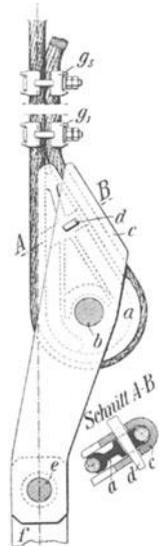


Abb. 704. Heuer-Hammer-Kausche mit Anschlußbügel.

zu wiederholenden Seiluntersuchungen (Ziff. 193), die jedesmal das Abhauen eines Stückes von etwa 3 m Länge über dem Einbande erfordern, eine gewisse Mehrlänge von Seil auf die Trommel wickeln muß, was die Seilkosten und die Ansprüche an die Trommelbreite erhöht.

**203. — Seilschlösser.** Die ohne Kausche wirkenden Seilklemmvorrichtungen („Seilschlösser“) können dadurch hergestellt werden, daß das Seil unten aufgedreht, jeder einzelne Draht umgeschlagen und der so gebildete Seilknoten mit einer Hartgußlegierung in eine nach unten sich erweiternde und das Zwischengeschirr tragende Büchse eingegossen wird. Eine andere Möglichkeit bieten Klemmbacken verschiedener Ausführungen, die mit Keilwirkung das Seil fassen.

Die Seilschlösser mit Metallguß sind für große Belastungen nicht geeignet, weil die Drähte an den Umbiegungstellen leicht abbrechen und das

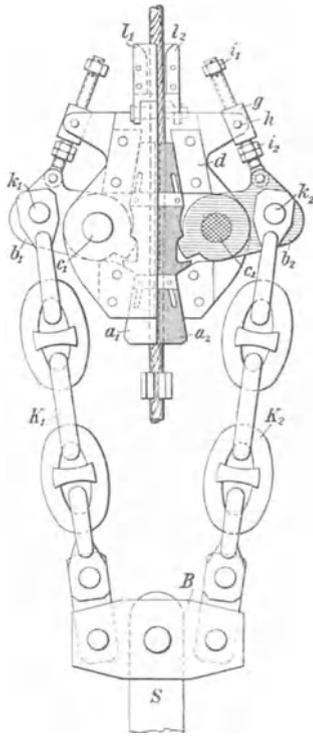


Abb. 705. Seilklemme der Deutschen Maschinenfabrik und ihre Verbindung mit dem Fördergestell.

Seil sich dann aus der Legierung herausziehen kann. Größere Sicherheit bieten die mit einer Keilklemme verbundenen Ausgußbüchsen, bei denen die Legierung nur (ähnlich wie bei den Einspannvorrichtungen der in Ziff. 193 erwähnten Seilzerreißmaschinen) den Haftwiderstand der eingespannten Stelle vergrößert. Solche Klemmschlösser werden von der Maschinenfabrik F. A. Münzner, G. m. b. H., in Obergruna i. S. ausgeführt. Sie bestehen aus einem zweiteiligen Keilgehäuse aus Stahlguß, das ähnlich wie das Gehäuse nach Abb. 705 mit Hilfe von zwei Ketten das Fördergestell trägt und in sich einen zweiteiligen Keil aus SM-Stahl aufnimmt, der seinerseits in der Mitte so viel Öffnung läßt, daß in diese um einen Stahldorn von der Dicke des Seiles die Legierung eingegossen werden kann. Diese greift außerdem noch zur Erhöhung der Sicherheit an drei Stellen in ringförmige Aussparungen der Keilhälften ein. Nach Entfernen des Dornes wird sodann die Klemme um das Seil gelegt und durch eine große Mutter, die einen oben um die Keilhälften fassenden Gewindekopf faßt, das Keilstück in die Klemmbüchse hochgezogen und dadurch fest an das Seil angepreßt.

Die Seilklemme der Deutschen Maschinenfabrik wird durch Abb. 705 veranschaulicht. Sie beruht auf einer Verbindung von

Hebel- und Keilwirkung, indem die Förderlast mittels der Königstange  $S$  und der Brücke  $B$  an Ketten  $K_1$ ,  $K_2$ , die in den Bolzen  $k_1$ ,  $k_2$ , hängen, angreift und dadurch die Hebel  $b_1$ ,  $b_2$  herumdrückt, welche letzteren sich um die Bolzen  $c_1$ ,  $c_2$  drehen und mit Daumen die außen abgescrägten Klemmhülsen  $a_1$ ,  $a_2$  fassen und zwischen das Seil und die entsprechend gestalteten Innenflächen  $d$  der eigentlichen Seilbüchse pressen. Soll die Klemme gelöst werden, so werden die an den oberen Enden der Winkelhebel angreifenden Schraubenspindeln, die lose durch die um die Bolzen  $h$  drehbaren Hülsen  $i$  geführt sind, durch Drehen der Muttern  $i_1$  herausgezogen, nachdem die unterhalb der Hülsen  $g$  ange-

brachten Muttern  $i_2$  genügend weit zurückgeschraubt sind. Die letzteren dienen im übrigen dazu, bei starkem Hängeseil das Zurückschlagen der Hebel  $b_1 b_2$  und damit die Lockerung der Klemme zu verhüten. Es muß stets sorgfältig darauf geachtet werden, daß, wie die Abbildung zeigt, die Muttern  $i_1$  für gewöhnlich genügend weit zurückgeschraubt werden, weil sonst die Hebel  $b_1 b_2$  nicht weit genug herumgedreht werden und das Anklebmen nicht mit genügender Kraft erfolgen kann. Ferner ist auf ausgiebiges Schmieren der Keile zu halten, um stets ihre volle Beweglichkeit zu sichern. Wichtig ist auch genau gleiche Länge der beiderseitigen Zwischengeschirrketten, damit die Klemme sich nicht schief stellt und dadurch das Seil an der Austrittsstelle knickt.

Die Demag-Seilklemme faßt sicher, weil der Grundsatz der Keilwirkung, nach dem die Förderlast selbst durch ihr Gewicht das Seil immer fester zieht, hier vermöge der Hebelübersetzung am schärfsten zur Geltung kommt. Sie ist außerdem bequem zu handhaben, weil bei Aufhören des Druckes nach dem Aufsetzen der Last ihre Lösung ohne große Schwierigkeiten erfolgen kann und infolgedessen die Neuherstellung des Seileinbandes nach Abhauen des untersten Seilstückes sowie ein Verschieben der Klemme am Seil, falls die Schaffung einer neuen Angriffstelle erwünscht erscheint, wesentlich erleichtert ist.

Ein gewisser Nachteil der Seilschlösser — und auch der Eigenschen Kausche — ist die starre Einspannung des Seiles, die sein freies Ausschwingen beim Schlagen verhindert und so die Drähte an der Eintrittsstelle stark beansprucht. Die neuerdings gemäß Abb. 705 geschaffene Zusammensetzung der Führung am Kopfe der Demag-Klemme aus Klapphülsen  $l_1 l_2$  ermöglicht die Nachprüfung des Zustandes des Seiles an dieser Stelle.

**204. — Die eigentlichen Zwischengeschirrteile.** Die weitere Verbindung zwischen Seil und Förderkorb wird durch die Königstange (Abb. 705 u. a.) oder durch Zwieselketten vermittelt. Die Königstange ist fast immer vorhanden, wenn Fangvorrichtungen angebracht sind, die man durchweg durch die Königstange betätigt. Von Ketten können 2 oder 4 Verwendung finden, jedoch ist letztere Zahl weitaus die Regel. Zur Sicherheit pflegt man außerdem 4 Notketten anzubringen, die im Vergleich mit den Hauptketten länger, unter sich aber von gleicher Länge sein müssen und für den Fall des Bruches einer Hauptkette zur Wirkung kommen. Ferner läßt Abb. 693 auf S. 590 erkennen, daß man auch Zwieselketten ( $z_1—z_4$  in Abb. 693) und Königstange (s) gleichzeitig verwenden kann. Wichtig ist, daß die Ketten beim Schlaffwerden infolge Aufsetzens des Fördergestelles sich nicht in Klanken werfen („klinken“) dürfen, weil dann leicht ein Bruch eintritt. Verhütet wird das Klinken durch richtige Bemessung des Verhältnisses zwischen Gliedstärke und Gliedlänge oder durch Benutzung von Stegketten, wie sie aus Abb. 705 zu ersehen sind.

Verschiedene Arten der Verbindung zwischen Seileinband und Königstange sind aus den Abbildungen 706—708 zu entnehmen. Die einzelnen Hauptteile werden durch Schäkel ( $f_1 f_2$  in Abb. 706 a,  $a_1—a_4$  in Abb. 706 b) oder Ringe miteinander verbunden. Die früher vielfach eingebauten Seilauslöser, die für den Fall des Übertreibens das Seil freigeben sollten (vgl. Ziff. 255), sind jetzt bei uns verboten, und die Wirbel, die dem Seil ein freies Ausschwingen, seinem inneren Drall entsprechend, ermöglichen und dadurch innere

Spannungen verhüten sollten, haben sich als nachteilig erwiesen, da sie ein fortwährendes Auf- und Zurückdrehen des Seiles herbeiführten und so dieses durch Lockern des Litzenverbandes und inneren Verschleiß schädigten. Den Hauptbestandteil der Zwischengeschirre bilden daher jetzt die zum Ausgleich der unvermeidlichen Längenänderungen des Seiles dienenden Verkürzungstücke. Als solche dienen:

a) Laschenkettten ( $cde$  in Abb. 706a,  $a_1 a_2$  in Abb. 708), deren einzelne Glieder herausgenommen werden können, wobei dann der Bolzen des

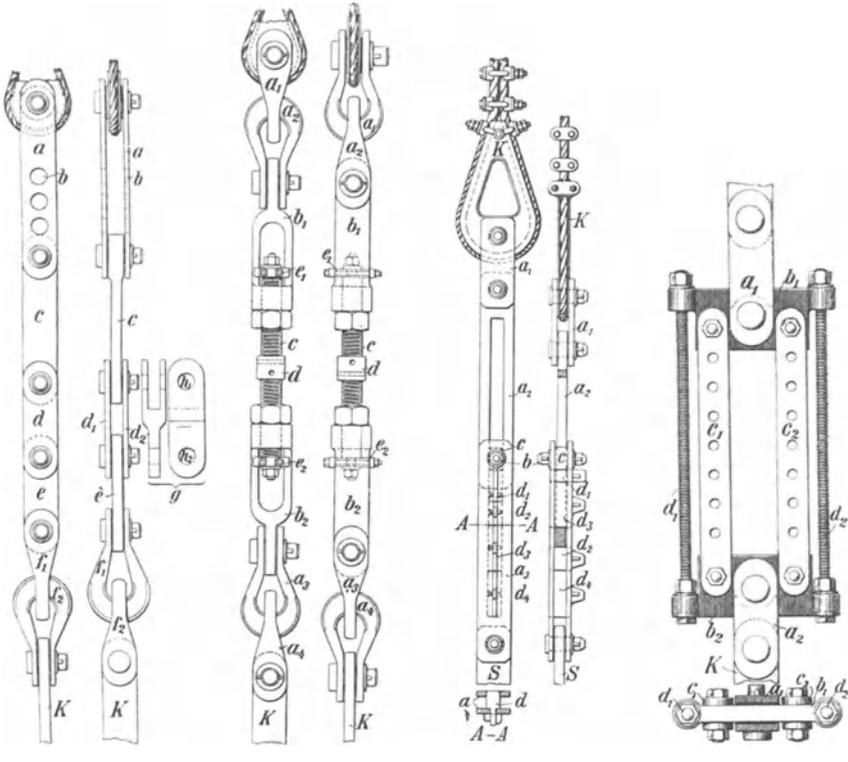


Abb. 706a und b. Zwischengeschirre der Siegener Maschinenbau A.-G.

Abb. 707a und b. Zwischengeschirre mit umsteckbaren Paßstücken.

Abb. 708. Zwischengeschirre mit Abfangschrauben nach Droste.

Schäkels  $f_1$  (Abb. 706a) zunächst in das Auge  $h_2$  eines Gabelstückes  $g$  und später in das untere Auge der Lasche  $c$  gesteckt wird.

b) Gelochte Laschen ( $b$  in Abb. 706a,  $c_1 c_2$  in Abb. 708, s. auch  $f$  in Abb. 703), die wegen des geringen Abstandes der Löcher eine feinere Einstellung ermöglichen und daher vielfach neben den Laschenkettten verwandt werden.

c) Schraubenspindeln, wie sie Abb. 706b zeigt. Die in die Gabelstücke  $b_1 b_2$  eingeschraubte Schraubenspindel  $c$  hat Rechts- und Linksgewinde und wird mittels der Schraubenmuffe  $d$  gedreht. Gegen das

Verdrehen durch den Seildrall ist sie durch Schraubenbolzen  $e_1 e_2$  geschützt, die hinter die Seitenwangen der Gabelstücke fassen.

d) Einsetzstücke gemäß der Ausführung der Maschinenfabrik Kellner & Flothmann in Düsseldorf (Abb. 707 a u. b). Die Verbindung zwischen Kausche und Königstange wird hier unter Vermittlung der Zwischenlasche  $a_1$  durch die beiden Schiebelaschen  $a_2$  und  $a_3$  hergestellt. Der die Verbindung sichernde Bolzen  $b$  trägt ein besonderes Druckstück  $c$ , und die Laschen sind oben und unten an der Innen- und Außenfläche kantig hergestellt. Die Verkürzung wird durch Umstecken verschieden starker Zwischenstücke  $d_1—d_4$  ermöglicht; Abb. 707b zeigt eine Stellung, in der bereits eine Verkürzung vorgenommen worden ist, indem die Stücke  $d_1$  und  $d_3$  oberhalb des Fußstückes der Lasche  $a_2$  eingesteckt worden sind. Durch verschiedene Stärken der Einlagen  $d_1—d_4$  kann die Verkürzung in beliebig engen Grenzen gehalten werden.

Von besonderer Bedeutung sind die Verkürzungstücke bei der Förderung mit Treibscheibe, weil bei dieser nur ein Förderseil verwendet wird. Bei Trommelmaschinen dagegen ist auch ein Ausgleich des Seillängens durch Verdrehen der Trommel gegen die Achse (sog. „Umstecken“) möglich, so daß nur die feineren Unterschiede noch durch die Zwischenstücke im Zwischengeschirr ausgeglichen zu werden brauchen. Bei der Treibscheibenförderung rüstet man in der Regel die Gehänge beider Förderkörbe mit Verkürzungstücken aus und richtet dann das eine Gehänge für Grob-, das andere für Feineinstellung ein. Um das Verkürzen ohne vorheriges Festlegen der Körbe vornehmen zu können, werden bei dem Zwischenstück nach Abb. 708 die zwischen den Querstücken  $b_1 b_2$  eingesetzten Verkürzungslaschen  $c_1 c_2$  vorübergehend durch die Kordelschrauben  $d_1 d_2$  entlastet, die das ganze Gewicht aufnehmen können. Sollen die Laschen umgesteckt werden, so werden zunächst die oberen Muttern der Kordelschrauben so weit heruntergedreht, daß die oberen Bolzen der Laschen entlastet sind und herausgenommen werden können; dann werden die Muttern so lange weiter gedreht, bis die Bolzen in die nächstunteren Laschenlöcher gesteckt werden können.

Neuerdings hat man den Beanspruchungen, die durch Stöße bei den Beschleunigungen und Verzögerungen des Förderbetriebes in die Seile gebracht werden, wachsende Beachtung geschenkt und auf die früher verschiedentlich in Gebrauch gewesenen Federaufhängungen zurückgegriffen, die man in den sog. „Stoßdämpfern“ weiter ausgebaut hat. Abb. 709 zeigt den Grundgedanken einer solchen Vorrichtung, wie sie nach dem Vorschlage von Dr. Hort in Essen von der Demag ausgeführt wird<sup>1)</sup>. Am Zwischengeschirr  $K$  hängt das Querstück  $a$ , das mit Hilfe der Ketten  $b_1 b_2$  den Zylinder  $c$  trägt, in dessen unterer Abteilung die starke Schraubenfeder  $d$  durch den Kolben  $e$  zusammengedrückt wird, an dem unter Vermittlung der Zugstange  $f$  die unter den Deckel

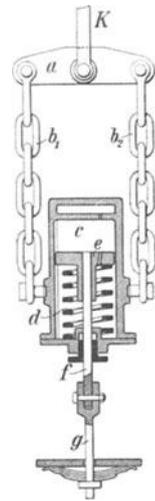


Abb. 709. Grundgedanke des Stoßdämpfers.

<sup>1)</sup> S. Glückauf 1928, Nr. 12, S. 365 u. f.; Dr. H. Hort: Stoßdämpfeinrichtung für Förderseile.

des Fördergestells fassende Königstange  $g$  aufgehängt ist. Der Zylinder  $c$  ist im übrigen mit einer Flüssigkeit (Öl oder Glycerin) gefüllt, die bei den Auf- und Abbewegungen des Kolbens durch eine Bohrung in diesem hindurch aus dem oberen in den unteren Zylinderraum und umgekehrt gelangen kann, wodurch die Wirkung der Feder gleichzeitig unterstützt und gedämpft wird. Außerdem erhält der Zylinder noch eine obere Abteilung, die gleichfalls Flüssigkeit enthält und deren Boden mittels einer durch Ventile gesteuerten Öffnung mit dem Hauptraum in Verbindung steht; sie dient als Ausgleichsraum für die Ausdehnung des Glycerins durch die Wärme und für die im oberen Zylinderteil stärkere Raumverdrängung wegen der nicht durchgeführten Kolbenstange.

Die Gewichte von Zwischengeschirren sind bei Förderungen mit Unterseil (Ziff. 231) beträchtlich; sie bewegen sich zwischen etwa 400 und 600 kg für mittlere und zwischen etwa 800 und 1500 kg für größere Teufen und Förderlasten.

**205. — Unterseilgehänge** müssen, namentlich wenn es sich um Rundseil handelt, dem Seildrall Spiel lassen, damit das Klankenwerfen in der Seilbucht im Schachtiefsten verhindert wird; hier werden daher Wirbel mit Kugellagern eingeschaltet (vgl. Abb. 743 auf S. 638). Die preußischen Bergpolizeiverordnungen verlangen neuerdings das Einschalten eines Zwischenstückes von geringerer (höchstens dreifacher) Sicherheit, bezogen auf die Höchstbelastung des Förderseiles. Dieses Zwischenstück soll nach Art der Sicherungen in der Elektrotechnik verhindern, daß ein Festklemmen des Unterseiles sich durch Zug am Fördergestell auf das Oberseil überträgt, wodurch insbesondere auch die Wirkung eines Eingreifens der Fangvorrichtung wieder aufgehoben werden kann.

Für die Ausführung im einzelnen hat die preußische Seilfahrtkommission Richtlinien aufgestellt. Darnach soll das Unterseil mit Hilfe einer Kausche angehängt und für möglichst geringes Spiel in den Augen der Kausche, der Laschen und Schäkel gesorgt werden, damit die Bolzen vor Stoßbeanspruchungen durch Zurückfallen des Unterseils geschützt werden. Bei Verwendung von Rundseilen ist für die Möglichkeit des Schwingens nach zwei zueinander senkrechten Ebenen zu sorgen. Die Seillast soll grundsätzlich auf zwei Aufhängequerschnitte verteilt, also das Aufhängen an einem einzigen senkrechten Bolzen, besonders wenn dieser Gewinde trägt, vermieden oder sonst eine zweite Sicherung durch Notketten vorgesehen werden.

### b) Die Schachtleitungen.

**206. — Anordnung der Schachtleitungen.** Man unterscheidet nach der Art der Anbringung der Schachtleitungen Kopf-, Seiten- und Eckführungen.

Kopfführungen führen die Fördergestelle an den vorderen und hinteren, bei der Mineralienförderung offenen Seiten. Sie bilden bei schmalen Fördergestellen mit Hintereinanderstellung der Wagen die Regel, werden aber auch für Fördergestelle mit je zwei Wagen nebeneinander benutzt und herrschen heute im deutschen Bergbau durchaus vor. Ein Vorteil der Kopfführung ist vor allem die Sicherung gegen Abrollen der Wagen während der Förderung und ferner die Möglichkeit einer besseren Ausnutzung des

Schachtquerschnittes, indem für den Einbau der Führungen die sog. „verlorenen Ecken“ runder Schächte ausgenutzt werden können. Dagegen hat man sich bei Seitenführungen, sofern mit größeren Geschwindigkeiten gefördert wird, genötigt gesehen, besondere Schleifbohlen vor den offenen Seiten einzubauen, um abrollende Wagen zu halten; bei Fördergestellen mit zwei Wagen nebeneinander müssen diese Bohlen paarweise angebracht werden. Auch wird bei Seitenführungen nicht nur der für andere Zwecke nutzbar zu machende Raum des Schachtes beeinträchtigt, sondern auch noch das besondere Anbringen von Mitteleinstrichen erforderlich. Für Förderkörbe mit langgestrecktem Grundriß kommt noch der weitere Vorteil hinzu, daß Kopfführungen dem Bestreben der Förderkörbe, sich dem Seildrall entsprechend schräg zu stellen, wesentlich wirksamer begegnen als Seitenführungen. Andererseits ermöglicht die Seitenführung die Verwendung ununterbrochener Führungsschuhe über die ganze Gestellhöhe, erfordert aber für langgestreckte Förderkörbe doppelte Füh-

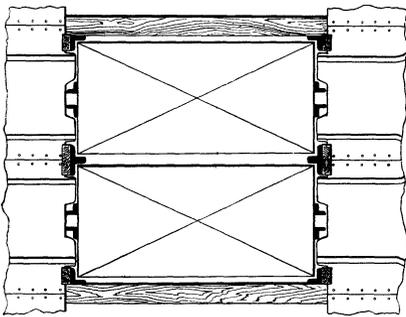


Abb. 710. Eckführung für Fördergestelle an Füllort und Hängebank.

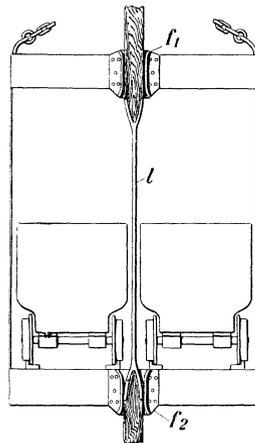


Abb. 711. Verbindungstück für Kopfführungen bei breiten Fördergestellen an Füllort und Hängebank.

rungen an jeder Seite. An den Anschlagstellen müssen bei Kopfführung die Schachtleitungen unterbrochen werden, um den Wagenwechsel zu ermöglichen. Diese Unterbrechungen machen sich besonders bei niedrigen Gestellen mit nur einem oder zwei Böden nachteilig bemerkbar. Man sieht daher für solche Gestelle vielfach nach Abb. 710 Eckführungen durch je 4 Winkeleisen an den Anschlagpunkten vor. Bei höheren Fördergestellen schadet die Unterbrechung der Leitungen weniger, weil stets trotz der Unterbrechung mehrere Führungsschuhe mit ihnen in Eingriff bleiben. Bei Gestellen mit Nebeneinanderstellung der Wagen kann man an den Anschlüssen in der durch Abb. 711 veranschaulichten Weise die Führung durch ein in die Hauptleitung eingeschaltetes Flacheisen-Gabelstück  $l$  erhalten, das genügend Raum für das Aufschieben der Wagen läßt.

In der Regel werden die Fördergestelle auf zwei gegenüberliegenden Seiten geführt. Doch können unter Umständen auch Führungen auf nur einer Seite gemäß Abb. 716—718 (Ziff. 208) vorteilhaft sein. Bei Seilführungen hat man hinsichtlich der Anordnung der Führungseile verschiedene Möglichkeiten (vgl. Ziff. 209 und Abb. 719).

**207. — Ausführung der Schachtleitungen im einzelnen. Holzführungen.** Die Führungen können aus Holz, Profileisen oder Drahtseilen bestehen. Holzführungen bieten gegenüber den eisernen Führungen den Vorteil eines bequemen Einbaues, einer gewissen Anpassung an Schachtbewegungen infolge der Möglichkeit des Abspaltens von Stücken durch die Führungsschuhe und einer leichten Erneuerung; sie ermöglichen einen sanften Gang der Fördergestelle und einen kräftigen Angriff von Fangvorrichtungen. Andererseits nehmen sie verhältnismäßig viel Platz in Anspruch und leiden in ausziehenden Schächten stark durch Nässe und schlechte Wetter. Für die Holzführungen wird in großem Umfange das Holz der amerikanischen Pechkiefer (pitch-pine), das sich in größeren Längen schneiden läßt, verwendet; außerdem findet Eichenholz Anwendung. Neuerdings hat sich das australische Jarrah-Hartholz, das von Alfred Neumann in Hamburg und F. A. Sohst daselbst geliefert wird, gut bewährt, da es sich wegen seiner großen Härte und seiner geringen Neigung zum Spalten vorzüglich hält<sup>1)</sup>.

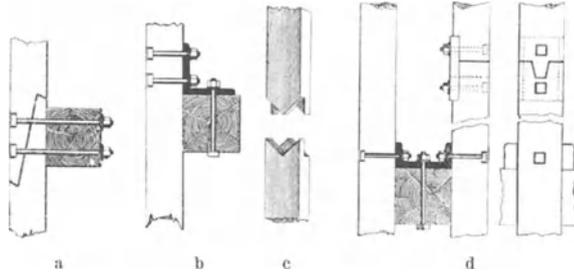


Abb. 712 a—d. Verbindungen hölzerner Spurlatten unter sich und mit den Einstrichen.

Die hölzernen Schachtleitungen, auch „Leitbäume“ oder „Spurlatten“ genannt, werden in Längen von 4—7 m eingebaut. Ihre Befestigung an den Einstrichen wird durch die Abbildungen 712 a, b und d veranschaulicht. Sie erfolgt durch Schrauben mit versenkten Köpfen unmittelbar an den Einstrichen (Abb. 712 a) oder durch Vermittelung von Winkeleisen (Abb. 712 b), die mit den Einstrichen verschraubt sind. Letztere Befestigungsart führt bei den Mitteleinstrichen zu der Befestigung je zweier benachbarten Spurlatten an einem gemeinsamen  $\perp$ -Eisen (Abb. 712 d). Von besonderer Wichtigkeit ist eine gute Verbindung der Spurlatten unter sich, damit sowohl ein stoßfreier Übergang des Fördergestelles von einer Spurlatte auf die andere ermöglicht als auch eine seitliche Verschiebung der Spurlatten gegeneinander verhütet wird. Derartige Verbindungen werden in den Abbildungen 712 a, c und d wiedergegeben. In Abb. 712 a dienen die Verbindungsschrauben gleichzeitig zur Befestigung der Leitbäume an dem Einstrich. In Abb. 712 c ist jede Spurlatte mit einer Kerbe und einem vorspringenden Zapfen versehen, wodurch eine doppelte gegenseitige Verblattung erzielt wird, wogegen bei der Verbindung nach Abb. 712 d eine  $\perp$ -Lasche hinter beide Leitbäume gelegt ist.

Hesseln verwendet gemäß Abb. 713 Eisenplatten  $p$  mit aufgebogenen Zähnen, die sowohl für die Befestigung an den Einstrichen (Zähne auf beiden Seiten, Abb. 713 a) als auch für die Verbindung der Spurlatten (Zähne einseitig, Abb. 713 b) benutzt werden und Verschiebungen verhüten sollen.

<sup>1)</sup> Vgl. Bergbau 1930, Nr. 10, S. 141 u. f.; H. Philipp: Spurlatten aus australischem Jarrahholz.

Für stark beanspruchte Führungen in tiefen, von Gebirgsbewegungen erfaßten Schächten haben sich diese Befestigungsarten nicht als ausreichend erwiesen. Man hat daher die Spurlatten in besondere Schuhe gemäß Abb. 714 gesetzt<sup>1)</sup>, die sie auch gegen seitliche Bewegungen sichern und außerdem bei Bewegungen im Schachte Verschiebungen gestatten. Nach Abb. 714 wird die Spurlatte mit Hilfe von zwei Schraubenbolzen durch den seinerseits gleichfalls mit zwei Schraubenbolzen vom Einstrich getragenen Schuh *a* gehalten und durch dessen Seitenwangen *b* gegen Seitenverschiebungen gesichert. Der Schuh *a* greift, damit die Last im Holz des Einstrichs auf eine größere Fläche verteilt wird, mit angegossenen Hülsen *c* in diesen ein. Die Befestigung nach Abb. 714 b ermöglicht gleichzeitig eine Anpassung an Bewegungen im Schachte. Um den Einstrich *E* ist die bügel-förmig gebogene Platte *a* gelegt, welche die Konsole *b* trägt und durch die Bolzen *c* mit den Muttern *d* gegen die hintere Platte *e* gepreßt wird. Die Spurlatte *S* hängt mittels der Schraubenbolzen *f* in einem Schlitz *g* der Konsole *b*, so daß ihre Verstellbarkeit in senkrechter Richtung gewährleistet ist. Die söhliche Verschiebung wird dadurch ermöglicht, daß zwischen Spurlatte und Einstrich ein gewisser Abstand vorgesehen ist; infolgedessen kann die Konsole *b*, die sich an den Klemmschrauben *h* mittels der Schlitzte

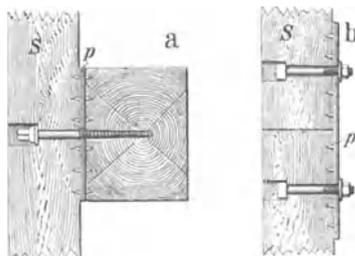


Abb. 713 a und b. Spurlattenbefestigung und -verbindung mit gezahnten Eisenplatten.

Um den Einstrich *E* ist die bügel-förmig gebogene Platte *a* gelegt, welche die Konsole *b* trägt und durch die Bolzen *c* mit den Muttern *d* gegen die hintere Platte *e* gepreßt wird. Die Spurlatte *S* hängt mittels der Schraubenbolzen *f* in einem Schlitz *g* der Konsole *b*, so daß ihre Verstellbarkeit in senkrechter Richtung gewährleistet ist. Die söhliche Verschiebung wird dadurch ermöglicht, daß zwischen Spurlatte und Einstrich ein gewisser Abstand vorgesehen ist; infolgedessen kann die Konsole *b*, die sich an den Klemmschrauben *h* mittels der Schlitzte

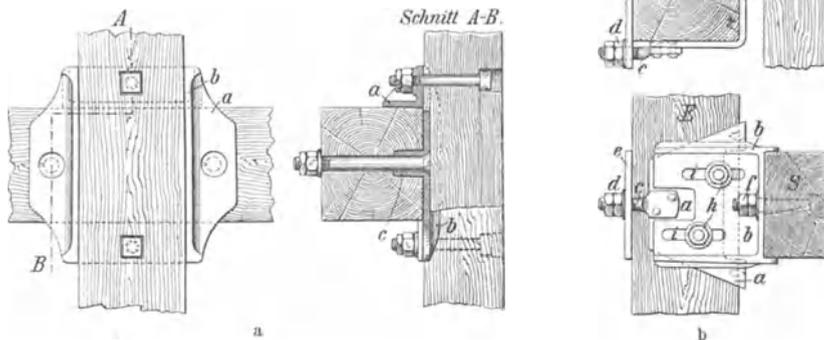


Abb. 714 a und b. Spurlattenbefestigungen von Wiemann & Co. in Bochum.

führt, sowohl nach dem Einstrich hin als auch in den Schacht hinein verschoben werden.

In Schächten, die infolge von Gebirgsbewegungen unruhig sind, ist Wert auf regelmäßige Überwachung des gegenseitigen Abstandes der Führungen und ihres Verschleißes zu legen. Gut bewährt hat sich für diesen Zweck der

<sup>1)</sup> Vgl. Glückauf 1931, Nr. 15, S. 499 u. f.; H. Grahn: Nachgiebige Spurlattenhalter.

von R. Fueß in Berlin-Steglitz gelieferte Spurlattenprüfer Adam-Fueß, der diese Abstände selbsttätig aufzeichnet<sup>1)</sup>. Wie Abb. 715 erkennen läßt, wird er im Förderkorb an den Spannsäulen  $a_1$   $a_2$  und  $b$  verlagert. Die Rollenpaare  $c_1$  und  $c_2$ , die durch die Zugfedern  $d$  angedrückt werden, (wobei die Ketten  $e$  die Rollenhebel hinten zusammenhalten), zeigen die Breitenänderungen der Spurlatten  $S$ , die Rollen  $c_3$  und  $c_4$ , die auf den Hebeln  $g_1$   $g_2$  sitzen und in ähnlicher Weise durch Federn angedrückt und durch Ketten gehalten werden, die Abstände der Innenflächen der beiderseitigen Führungsschuhe von den Spurlatten und damit, da der Förderkorb sich immer senkrecht einzustellen sucht, die Abweichung der Spurlatten aus der Lotlage an. Die Bewegungen der Rollen werden durch die Drahtzüge  $f_1$ — $f_4$  hebelartig auf Schreibstifte übertragen, die auf der Papiertrommel  $h$  fortlaufend Linien aufzeichnen, aus denen sich ein Bild des Zustandes und Abstandes der Spurlatten ergibt. Und zwar verzeichnen die äußersten Stifte links und rechts die Spurlattenbreiten

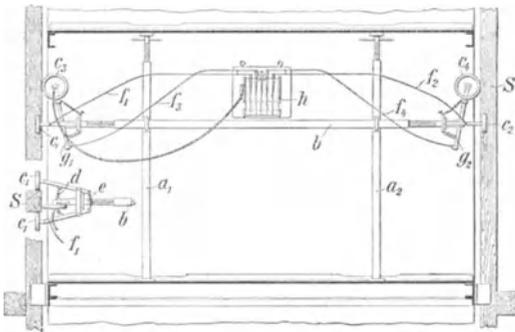


Abb. 715. Spurlattenprüfer.

und die nach innen folgenden die Abstände der Führungsschuhe von den Spurlatten; der Mittelstift, der durch Zahntriebe mit seinen beiden Nachbarstiften in Verbindung steht, gibt in verkleinertem Maße die Abweichungen des Spurlattenabstandes vom Sollmaß selbsttätig wieder. Die Rolle  $c_3$  ist mit schwacher Zahnung versehen und dient zum Drehen der Papiertrommel

mittels der mit ihrer Achse verbundenen biegsamen Welle, so daß beispielsweise 1 m Papierweg = 200 m Schachtteufe ist.

An Zwischenanschlügen mit nur zeitweiser Förderung müssen für Kopfführungen Einrichtungen vorgesehen werden, durch die nach Belieben die Schachtleitung geschlossen und geöffnet werden kann. Dazu dient z. B. ein Leitungstück, das um einen Gelenkbolzen drehbar ist und für gewöhnlich durch einen Riegel in der Schlußlage festgehalten wird.

Es empfiehlt sich, hölzerne Spurlatten zur Verringerung des Verschleißes und zur Vermeidung der bei großen Förderleistungen durch die starke Reibung möglichen Brandgefahr zu schmieren, was mit Seife oder mit Mineralölen erfolgen kann, welche letzteren besonders für Schächte mit salzhaltigem Wasser verwendet werden. Die Firma O. Adolphs in Dortmund liefert für diesen Zweck besondere Schmiervorrichtungen, bestehend in einem Kessel, der auf einen Boden des langsam an den Spurlatten entlang gezogenen Förderkorbes gestellt und aus dem die Schmiere durch Preßluft in zwei Leitungen gedrückt wird, die zu zwei die Spurlatten umfassenden Schmierköpfen führen.

Hölzerne Spurlatten kosten je Festmeter in Pechkiefer, Eiche und Jarrah 180—190 bzw. 210—220 bzw. 300—320  $\mathcal{M}$ , je lfd. m Schacht 22—25 bzw. 27—30 bzw. 38—42  $\mathcal{M}$  für eine Fördereinrichtung.

<sup>1)</sup> Glückauf 1928, Nr. 15, S. 479 u. f.; G. Cremer: Spurlattenprüfvorrichtung.

**208. — Eiserner Führungen.** Eiserner Schachtleitungen haben den Vorteil einer verhältnismäßig geringen Raumbeanspruchung und einer geringeren Empfindlichkeit gegen ausziehende Wetter, vorausgesetzt, daß sie gut unter Schmiere gehalten werden. Außerdem zeichnen sie sich durch Feuersicherheit aus. Der Verschleiß ist in vollständig lotrechten Schächten und bei sehr sorgfältigem Einbau geringfügig, kann aber anderenfalls sehr bedeutend werden. Auch ergeben sich bei nicht ganz genauem Einbau der einzelnen Leitbäume heftige Stöße bei der Förderung. Bevorzugt werden Leitungen aus Eisenbahnschienen nicht zu leichten Profilen (36—45 kg je lfd. m). Die Schienen werden in Längen von 10—12 m eingebaut und vom Förderkorb mit Klauen nach Abb. 716—718 gefaßt. Die übliche Art der Führung mit Eisenbahnschienen ist die in den Abbildungen dargestellte Briartsche. Sie ist für lange und schmale Fördergestelle bestimmt, deren jedes nur an einer Seite, dafür aber an je zwei Leitungen geführt wird. Und zwar können diese entweder (Abb. 716) an zwei äußeren Einstrichen oder (Abbildungen 717 und 718) an einem gemeinsamen Mitteleinstrich befestigt werden. Man erreicht dadurch den Vorteil, daß bei Vermeidung der Nachteile der Kopfführung an Einstrichen im Schachte

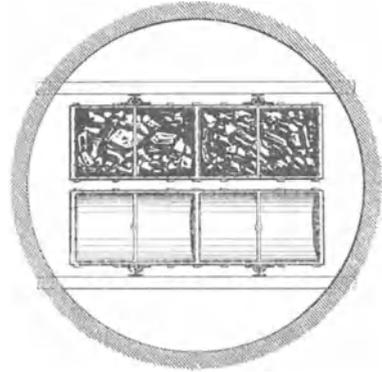


Abb. 716. Briartsche Führung mit zwei Einstrichen.

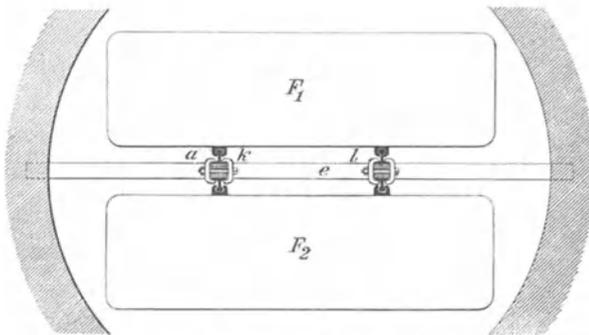


Abb. 717. Briartsche Führung mit einem Mitteleinstrich.

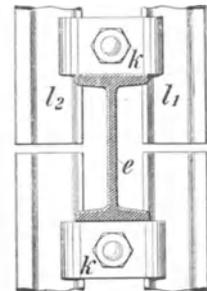


Abb. 718. Befestigung der Schachtleitungen bei der Briartschen Führung mit Mitteleinstrich.

gespart wird, so daß sich ein sehr günstiger, freier Schachtquerschnitt für die Wetterführung ergibt, der Einbau sich wesentlich verbilligt und der Schacht besser für eine Doppelförderung eingerichtet werden kann. Im letzteren Falle können nach Abb. 717 an einem Mitteleinstrich die sämtlichen 4 Leitungen für eine Förderung befestigt werden. Die Befestigung erfolgt in diesem Falle am besten nach Abb. 718. Die beiden Leitschienen  $l_1$   $l_2$  legen sich in Ausschnitte des  $\Gamma$ -Trägers  $e$ , der den Einstrich bildet; ihre Füße

werden durch die Klauen  $k$  umfaßt, die durch Schrauben zusammengehalten werden. Eine unverrückbare und doch etwas elastische Verlagerung sichern die gemäß Abb. 717 zwischen die Klauen gelegten Holzklötze. — Wichtig für eiserne Schachtleitungen ist eine ständige Schmierung, die am einfachsten durch Schmierbüchsen ermöglicht wird, die oberhalb der Führungsklauen am Fördergestell befestigt werden.

Als Spielraum sind bei Holz- und Eisenführungen mindestens 5 mm zwischen Führungschuh und Spurlatten erforderlich. Zwischen den Fördergestellen und der Schachtzimmerung sowie zwischen den Fördergestellen unter sich sind mindestens 100 mm frei zu lassen; nur in besonders guten Schächten kann man bis auf 80 mm heruntergehen.

**209. — Seilführungen.** Bei Verwendung von Seilführungen kann man ohne Führungseinstriche auskommen, spart also wesentlich an Kosten, an Raum und an Widerstand gegen die Wetterbewegung. Außerdem sind Führungseile sehr bequem einzubauen und zu erneuern und ihrer Biegsamkeit wegen wenig dem Verschleiß ausgesetzt, auch sind sie feuersicher und ermöglichen einen stoßfreien Gang der Förderkörbe. Daher stellen sie für mäßig tiefe Schächte ein vorzügliches Führungsmittel dar. Dagegen sind sie gerade für große Fördertiefen, für die die Möglichkeit einer stoßfreien Führung von besonders großer Bedeutung ist, weniger geeignet, weil hier der Vorteil der geringen Raumbeanspruchung, wie ihn die Seile an sich bieten, durch das Schlagen der Seile aufgewogen wird, das sich auch bei möglichst starren und stark gespannten Seilen nicht vermeiden läßt und der Sicherheit halber zu einem entsprechend großen Zwischenraum zwischen den Fördergestellen nötig. Dieser Zwischenraum beträgt für Teufen von 500 m schon mindestens 30 cm. Seilführungen haben daher bei uns, wo es sich bei beschränkten Schachtquerschnitten vielfach schon um größere Tiefen handelt, nur untergeordnet Verwendung gefunden, zumal sie auch der Betätigung der bei uns vorgeschriebenen Fangvorrichtungen große Schwierigkeiten entgegensetzen. Dagegen sind sie im englischen Steinkohlenbergbau, in dem sie von jeher größere Bedeutung gehabt haben, auch heute noch in größerem Umfange in Gebrauch<sup>1)</sup>.

Als Führungseile eignen sich am besten Seile patentverschlossener Bauart (Ziff. 188), weil diese wegen ihrer glatten Oberfläche eine sehr ruhige Führung ermöglichen und einen sehr geringen Verschleiß ergeben und außerdem wegen ihrer Starrheit wenig schlagen.

Die Aufhängung der Führungseile muß ihrem unvermeidlichen Längen Rechnung tragen. Solche Seile dürfen daher am unteren Ende nicht starr eingespannt werden, sondern müssen zwar zur Vermeidung von Bewegungen mit wenig Spiel durch einen Rahmen geführt werden, dürfen aber die erforderliche Spannung nur durch Belastung mit Gewichten unterhalb des Rahmens erhalten. Die Fördergestelle führen sich an den Seilen mit Hilfe von zylindrischen Führungsbüchsen, die oben konisch erweitert werden und so gleichzeitig als Schmierbüchsen benutzt werden können. Man kann für jedes Fördergestell vier Seilführungen verwenden (Abb. 719 a), jedoch

<sup>1)</sup> S. das auf S. 588 in Anm. <sup>1)</sup> angeführte Buch von Futers, Bd. I, S. 95; — ferner Rev. de l'ind. min. 1925, Nr. 109, S. 273 u. f.; L. Lahoussay: Le guidage en câbles.

auch mit dreien (Abb. 719b) auskommen. Die inneren Führungsbüchsen werden zur Verringerung des Zwischenraumes gegeneinander versetzt, wie die Abbildungen andeuten. Verschiedentlich begnügt man sich auch mit je zwei Führungsseilen an den Außenseiten der Fördergestelle und verhindert die gegenseitige Berührung der Fördergestelle einfach durch zwischenhängende Seile. Dem Übelstande der waagerechten Seilschwingungen arbeitet man dadurch entgegen,

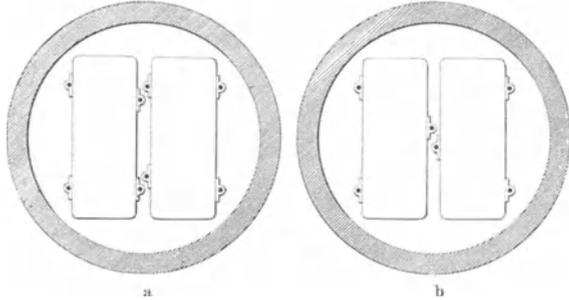


Abb. 719 a und b. Anordnung der Führungsseile bei Seilleitungen.

daß man Seile von verschiedenem Durchmesser verwendet oder sie verschieden stark belastet, so daß ihre Schwingungen sich gegenseitig durchkreuzen und dadurch teilweise aufheben.

### c) Füllort und Hängebank.

**210. — Vorbemerkungen.** Für neuzeitliche Schachtanlagen mit ihren hohen Förderleistungen ist die zweckmäßige Ausgestaltung von Füllort und Hängebank von besonderer Bedeutung geworden. Für die Besprechung sind zu unterscheiden die auf die Anlage dieser Anschläge und auf die allgemeine Gestaltung des Förderbetriebes bezüglichen Erwägungen und ferner die zur Durchführung der Fördervorgänge dienenden Maßnahmen und Vorrichtungen.

#### 1. Allgemeines über Füllort- und Hängebankanlagen.

**211. — Füllortanlagen.** Das Füllort eines Hauptschachtes kann in der Richtung des zum Schacht führenden Hauptförderweges (Abb. 737 auf S. 628) oder quer dazu oder parallel zu ihm (im „Nebenschluß“ gemäß Abb. 729 auf S. 621, s. auch Abb. 611 auf S. 510) liegen. Seine Lage ergibt sich außer aus Rücksichten auf die Förderung im Füllort auch aus den verschiedenen Möglichkeiten, die für die Zusammenfassung der Fördermengen aus den einzelnen Feldesteilen vor ihrer Einführung in das Füllort bestehen, und aus den Gebirgsverhältnissen, da man für das Füllort möglichst standfestes Gebirge aussuchen muß. Bei geneigter Lagerung wird als Hauptzufuhrweg ein Hauptquerschlag oder eine große Richtstrecke in Betracht kommen, während bei flachem Einfallen auch ein strahlenförmiges Einmünden der Hauptförderwege in das Füllort gegeben sein kann.

In allen Fällen sucht man heute eine einheitliche Förderrichtung am Füllort zu schaffen, damit der Förderbetrieb unabhängig von der Laufrichtung der mit der Streckenförderung herangebrachten Wagen vollkommen gleichmäßig gestaltet und so auf die höchste Leistungsfähigkeit gebracht werden kann. Man kann dann nicht nur mit Durchschiebebetrieb für die Förderkörbe arbeiten, sondern auch alle Einrichtungen, die unter Ziff. 222 u. f. zu beschreiben sein werden, auf diese gleiche Bewegungsrichtung abstellen. Daraus ergibt

sich, soweit nicht der seltene Fall vorliegt, daß die ganze Förderung von einer Seite her herangebracht wird, die Notwendigkeit, die von der einen Seite kommenden Wagen auf die andere Seite umzuleiten. Diese Umleitung kann gemäß Abb. 729 auf S. 621, wo die von links mit der Seilförderung zugeführten Wagen auf einer Überbrückung der Leerbahn rechts herübergebracht werden, durch einen Umtrieb erfolgen. Da ein solcher aber bei anderer Lage des Füllortes besondere Anlagekosten erfordert und die Übersichtlichkeit des ganzen Betriebes stört, so zieht man vielfach die unmittelbare Umkehr der Bewegungsrichtung um  $180^\circ$  in einer sog. „Spitzkehre“ vor, wie sie die Abbildungen 737 (S. 628) und 739 (S. 629) zeigen. Nach Abb. 611 auf S. 510 werden die aus dem Südfelde kommenden Wagen zunächst auf dem Gleis 1 am Schacht I vorbeigefahren, um dann durch die Weiche bei *E* rückwärts auf die Gleise 2 und 3 geschoben und von diesen aus auf die vier Füllortgleise verteilt zu werden. Bei der Füllortanlage nach Abb. 737 sind beiderseits des Schachtes Durchfahrtsgleise  $d_1 d_2$  vorgesehen, um die von Norden (rechts) kommenden vollen und für das Nordfeld bestimmten leeren Wagen am Schacht vorbeizuleiten und auf die Aufschiebeseite zu bringen, der sie dann rückwärts zulaufen.

Die Ansprüche an die Abmessungen der Füllörter nach Höhe, Breite und Länge sind mit den Förderleistungen ständig gewachsen. Für die Höhe ist besonders die Rücksicht auf die Seilfahrt wichtig, die gemäß Ziff. 199 zur Herstellung verschiedener Anschläge nötig ist, um die Leute auf allen Gestellabteilungen gleichzeitig ab- und aufsteigen lassen zu können. Im übrigen kommt noch die Rücksicht auf das Ein- und Ausladen von langen Teilen (Schienen, Rohren, Förderrutschen) in Betracht, die eine entsprechende Höhe auch des obersten Füllortanschlages erfordern. Breite und Länge richten sich nach der Größe der Förderwagen, nach dem für die Streckenförderung angenommenen Förderverfahren und nach den einzelnen Förderaufgaben. Ein Füllort, das nur volle Wagen auf der einen und leere auf der anderen Seite abzufertigen hat, wird mit weniger Gleisen auskommen als ein solches, das außerdem noch die Förderung von Versatzbergen, Grubenholz und anderen Werkstoffen ins Feld vermitteln muß. Werden die Wagen mit Seilbahnen herangebracht, so kann das Füllort wesentlich kürzer gehalten werden, als wenn es für die Aufnahme und Wiederzusammenstellung von Zügen der Lokomotivförderung eingerichtet werden muß, wie ein Vergleich der Abbildungen 729 und 737 ohne weiteres zeigt.

In allen Fällen hat außerdem das Füllort, ähnlich wie der Pumpensumpf, eine gewisse Speicheraufgabe: es soll einen Mengenausgleich zwischen der Strecken- und der Schachtförderung schaffen, um eine gleichmäßige Bedienung und damit größtmögliche Ausnutzung der letzteren zu ermöglichen. Diese Aufgabe ist um so wichtiger, je größer die Förderleistung an sich ist und je länger es dauert, bis nach Beginn der Schicht die regelmäßige Zufuhr von den Bauabteilungen her einsetzt (vgl. Abb. 742 auf S. 634). Hier haben allerdings die neuzeitlichen Betriebsverbesserungen schon eine erhebliche Änderung gegenüber dem früheren Zustande mit seinem langsameren Einsetzen der Streckenförderung herbeigeführt, indem das Anfahren nach Steigerabteilungen (vgl. Ziff. 135), die Beförderung der Leute mit Lokomotiven an ihre Arbeitsstellen und die Seilfahrt in den Stapelschächten eine wesentlich raschere Aufnahme der Kohlenförderung an den einzelnen Betriebspunkten ermöglicht haben. Gleich-

wohl hilft man sich aber außerdem für die Morgenschicht noch in mehr oder weniger großem Umfange durch das „Vollsetzen“, d. h. die Aufstellung einer größeren Anzahl von beladenen Wagen, die durch Nachtschicht-Gewinnungsbetrieb an verschiedenen Betriebspunkten ermöglicht wird; einzelne Schachtanlagen arbeiten hier mit Wagenzahlen von 600—800 und mehr. Von besonderer Bedeutung ist eine solche Speicherwirkung des Füllorts, wenn zur Ersparnis an Schachtförderkosten der Schacht nur in einer Schicht (meistens in der Morgenschicht) fördert, so daß die während der anderen Schichten von den Abbaubetrieben gelieferten Fördermengen in ihrem ganzen Umfange durch das Füllort aufgenommen werden müssen, soweit nicht Bunkerförderungen im Felde weitere Speichermöglichkeiten bieten. Freilich ist mit solcher Speicherung ein entsprechender Mehrbedarf an Förderwagen verknüpft (vgl. Ziff. 67).

**212. — Ausbau der Hängebank.** Die Notwendigkeit, für eine genügende Höhe für den Haldensturz und die Verladung zu sorgen, hat dazu geführt, daß die Förderhängebank etwa 8—12 m oberhalb der Rasenhängebank gelegt wird. Geh. Bergrat Kaltheuner hat dieser Lage der Hängebank gegenüber mit Recht auf die Vorteile hingewiesen, die sich aus der Beschränkung auf die Rasenhängebank ergeben können<sup>1)</sup>. Diese bestehen in erster Linie in der wesentlichen Verringerung der Höhe des Fördergerüsts und damit seiner Kosten, sowie auch der Kosten für die Hängebank selbst mit ihrem Wagenumlauf; auch wird auf diese Weise die Sieberei und Verladung hinsichtlich der Höhenlage ihrer Hauptbühne von der Schachtförderung unabhängig und diese selbst von der Belästigung durch den auf der Wipperbühne entwickelten Staub befreit; ferner wird die Seilfahrt wesentlich erleichtert. Die Ersparnis an Höhe beim Fördergerüst ist für die heutigen Großförderanlagen mit ihren großen Massenkräften, die eine genügende Höhenlage der Seilscheiben noch oberhalb der Hängebank erfordern, von besonderer Bedeutung. Andererseits ergibt sich allerdings die Notwendigkeit, die erforderliche Höhe zur Verladebühne durch eine ansteigende Kettenbahn einzubringen, wodurch der Verkehr in der Umgebung des Schachtes behindert und mit Rücksicht auf das zulässige Ansteigen der Kettenbahn ein größerer Abstand zwischen Schacht und Verladung erforderlich wird.

Im englischen Bergbau ist die Rasenhängebank als Förderhängebank in großem Umfange in Gebrauch<sup>2)</sup>. Da sie sich aber im deutschen Steinkohlenbergbau, von vereinzelt Ausnahmen abgesehen, noch nicht eingeführt hat, so soll in den folgenden Ausführungen mit der höheren Lage der Hängebank gerechnet werden.

An der Hängebank werden die Wagen durch Wipper auf die Schwingsiebe der Sieberei oder in dem Regelfalle, daß eine Aufbereitung angeschlossen werden muß, auf die zum Abscheiden des Aufbereitungsgutes von den groben Stücken dienenden Siebroste oder Plansiebe entleert. In der Regel ist hier auch für den unmittelbaren Absatz in der Nachbarschaft („Landdebit“) ein Wipper

<sup>1)</sup> Glückauf 1924, Nr. 20, S. 395 u. f.; H. Kaltheuner: Schachtfördergerüste mit nur einer Hängebank.

<sup>2)</sup> Vgl. Glückauf 1924, Nr. 31, S. 670 u. f.; Rasenhängebank auf englischen Steinkohlengruben.

erforderlich. Außerdem muß für die Weiterbeförderung der zum Kesselhaus und zur Berghalde laufenden Wagen und für das Einschalten der Bergeversatz-, Holz- und Werkstoffwagen in die der Auflaufseite zuzuführenden leeren Wagen gesorgt werden. Ferner ist ein „Schmierwipper“ vorzusehen, der das Nachfüllen von leer gelaufenen Schmierbüchsen ermöglicht. Um den Raum besser ausnutzen und mit flacheren Kurven auskommen zu können, werden die Wipper vielfach in schräger Staffelung eingebaut. Diese Anordnung zeigt Abb. 720, die ein Bild einer neuzeitlichen Hängebankanlage wieder-

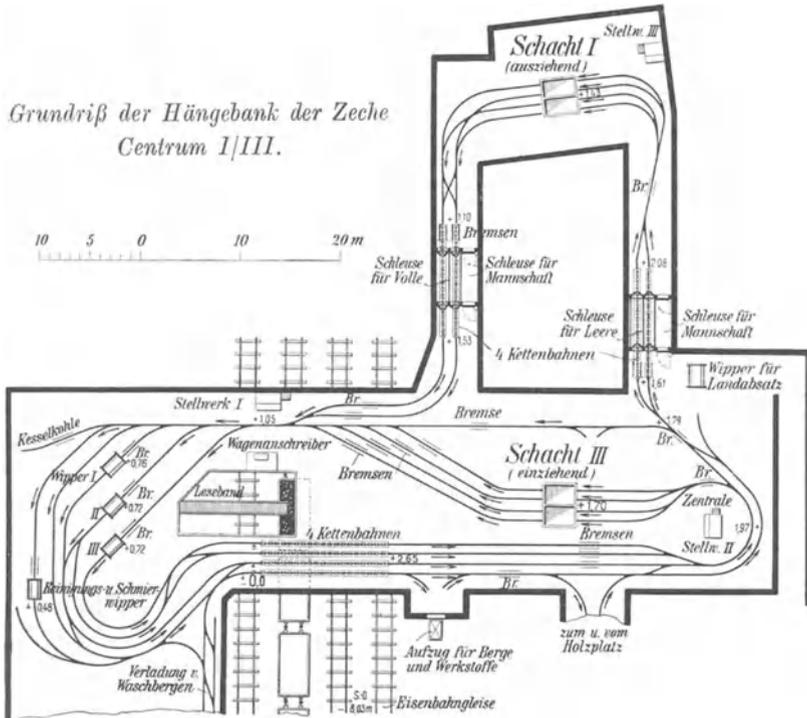


Abb. 720. Wagenumlauf für eine Doppelschachtenanlage.

gibt. Diese umfaßt zwei Förderschächte, von denen Schacht I aus- und Schacht III einzieht, so daß die beiden Abteilungen der Hängebank durch Schleusen getrennt werden mußten. Die Wagenumläufe beider Schächte sind gemäß der jetzt allgemein für stärker belastete Förderanlagen üblichen Anordnung in Gefällestrrecken eingeschaltet. Und zwar heben für Schacht III 4 Kettenbahnen die Wagen von  $\pm 0$  auf eine Höhe von 2,65 m. Die vom Scheitelpunkte dieser Höhe ablaufenden Wagen werden zunächst durch Bremsen aufgehalten und laufen dann teils dem Schachte III, teils dem Schachte I zu. Die Wagen für Schacht III werden nochmals gebremst und dann auf die vier Beschickungsgleise verteilt. Die von den Förderkörben mit Gefälle ablaufenden vollen Wagen laufen durch vier Gleise zunächst wieder vier schräg gestaffelten Bremsen zu, aus denen sie nach Bedarf zu den Wip-

pern I—III oder zum Reinigungs- und Schmierwipper abgelassen werden; den einzelnen Wippen sind nochmals Bremsen vorgeschaltet, um das Einlaufen der Wagen beherrschen zu können. Unterhalb der Wipper laufen die Lesebänder, mittels deren die auf den Schwingsieben abgeschiedenen Stückkohlen verladen werden; und zwar stellt sich die Anlage als „Querverladung“ dar, d. h. die Lesebänder liegen quer zu den Eisenbahngleisen. Die für Schacht I bestimmten Wagen werden, da der durch die erstgenannten Kettenbahnen erzeugte Höhenunterschied für diesen weiteren Weg nicht ausreicht, nochmals durch zwei (durch die erste Schleuse führende) Kettenbahnen um 0,47 m gehoben; die ablaufenden leeren Wagen werden durch zwei weitere Kettenbahnen, die in der linken Schleuse liegen, um 0,43 m gehoben und dann dem Hauptkreislauf wieder zugeführt. Die Verbindungen mit den Wippen für Landabsatz, mit dem Kesselhause, mit dem Aufzuge für Berge und Werkstoffe und mit dem Holzplatz sind angedeutet; außerdem ist hier, da Waschberge nach auswärts abgegeben werden sollen, noch ein Zweiganschluß für diese Förderaufgabe vorgesehen. — Der ganze Wagenumlauf wird von drei erhöhten Stellwerken aus geregelt, so daß die Bedienungsmannschaft auf ein Mindestmaß herabgedrückt ist. Gegenüber dem Stellwerk I, wo alle vollen Wagen von beiden Schächten durchlaufen, hat der Wagen-Anschreiber seinen Platz.

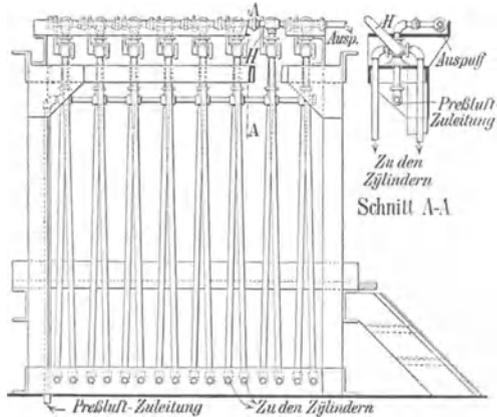


Abb. 721. Stellwerk nach einer Ausführung der Siegener Maschinenbau-A.-G.

Die Ausrüstung eines größeren Stellwerks läßt Abb. 721 erkennen. Die zu den Zylindern der Weichen und Bremsvorrichtungen führenden Preßluftleitungen werden von dem auf einer erhöhten Bühne stehenden Wärter mittels der Handhebel *H* gesteuert, indem diese Zweiweghähne betätigen, die abwechselnd die jeweils zu den beiden Zylinderköpfen führenden Rohrleitungen mit der Preßluftzuleitung oder dem Auspuff verbinden.

## 2. Die einzelnen Hilfsmittel für den Wagenwechsel und Wagenumlauf an den Anschlägen.

213. — **Allgemeines über die Bedienung der Fördergestelle an den Anschlägen.** Die Bedienung einbödigter Fördergestelle bietet keine Besonderheiten, zumal sie nur für geringe Förderleistungen in Betracht kommen, die keine größeren Auslagen rechtfertigen.

Bei mehrbödigten Fördergestellen kann die Bedienung in der Reihenfolge von unten nach oben oder von oben nach unten erfolgen. Das Fördergestell muß während der Bedienung im ersteren Falle nach und nach

gesenkt, im zweiten Falle gehoben werden. Beide Bewegungen können sich an Hängebank und Füllort nicht in derselben Weise vollziehen, vielmehr geht das Gestell am Füllort hoch, wenn dasjenige an der Hängebank sich senkt, und umgekehrt. Die Bedienung in der Reihenfolge von unten nach oben an der Hängebank und in umgekehrter Reihenfolge am Füllort war früher für den Ruhrkohlenbezirk die übliche. Sie wird durch das Schema in Abb. 722a veranschaulicht, wo die vollen Wagen durch schwarze, die leeren durch weiße Kreise bezeichnet sind, oben die Hängebank und unten das Füllort angedeutet und bei I die Anfangs-, bei IV die Endstellung der Gestelle dargestellt ist. Neuerdings ist man vielfach zum umgekehrten Verfahren (Abb. 722 b) übergegangen. Man erzielt dadurch den Vorteil, daß das Fördergestell an der Hängebank bei Beginn des Wagenwechsels sich noch in größerem Abstand von den Seilscheiben befindet und dadurch die Gefahr des Übertreibens vermindert wird.

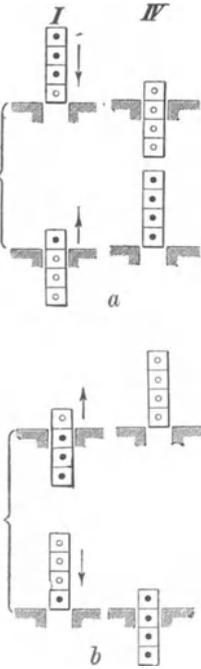


Abb. 722 a und b.  
Verschiedene Reihenfolge des Wagenwechsels an der Hängebank und am Füllort.

#### 214. — Aufsetzvorrichtungen. Allgemeines.

In früheren Zeiten bildete es die Regel, daß das Fördergestell sowohl an der Hängebank als auch am Füllort auf Aufsetzvorrichtungen (auch „Schachtfallen“ oder nach der englischen Bezeichnung „Keps“ genannt) gesetzt wurde. Heute ist man von dieser allgemeinen Regel in großem Umfang abgekommen, indem man mindestens am Füllort die Aufsetzvorrichtungen lieber fortläßt. Man vermeidet dadurch Unglücksfälle, wie sie durch zu hartes Aufsetzen des Fördergestelles infolge unrichtiger Maschinenführung eintreten können und daher beispielsweise im preußischen Bergbau zum bergpolizeilichen Verbot der Benutzung von Aufsetzvorrichtungen am Füllort während der Seilfahrt geführt haben. Außerdem bedeuten Aufsetzvorrichtungen eine Mehrbeanspruchung des Seiles, das durch das Aufsetzen entlastet wird, so daß fortwährende Druckwechsel mit entsprechenden Stößen eintreten, die auf die Dauer sehr schädlich wirken können. Bei größeren Förderanlagen werden daher heute auch an der Hängebank die Aufsetzvorrichtungen fortgelassen, so daß „am freien Seile“ aufgeschoben wird. Allerdings ist hierbei größere Sorgfalt seitens des Maschinenwärters und bei der Ausgleichung der Seillängung im Betriebe erforderlich. Außerdem ergeben sich beim Fehlen von Unterseil Schwierigkeiten dadurch, daß nach dem Abziehen einer besonders schweren Last (z. B. zweier Bergewagen) das Fördergestell etwas hochschnellt und dadurch das Aufschieben der leeren Wagen erschwert wird. Jedoch läßt sich hier durch die schwenkbaren Anschlußbühnen (Ziff. 215) Abhilfe schaffen.

215. — Ausbildung der Aufsetzvorrichtungen im einzelnen. Zu den älteren Formen der zum Unterschieben unter die Böden der Fördergestelle bestimmten Keps gehörten z. B. die „Riegelkeps“, wie sie durch

Abb. 723 veranschaulicht werden; diese zeigt, wie mit Hilfe des Handhebels  $h$  und der Zugstange  $z$  die beiden Riegel  $r_1 r_2$  von beiden Seiten in den Schacht vorgeschoben werden.

Derartige Aufsetzvorrichtungen erfordern jedoch ein Anheben der Fördergestelle, um zurückgezogen werden zu können, woraus sich verschiedene, in den früheren Auflagen dieses Bandes geschilderte schwerwiegende Übelstände ergeben.

Daher wurden später Aufsetzvorrichtungen bevorzugt, die unter der Last des Fördergestelles selbst zurückgezogen werden können. Als Beispiel möge

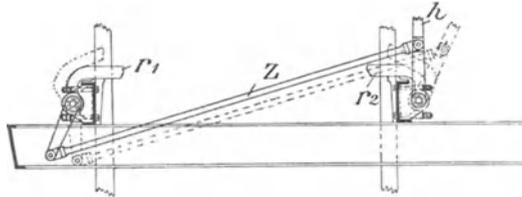


Abb. 723. Riegelkeps.

diejenige von Haniel & Lueg in Düsseldorf-Grafenberg (Abb. 724) angeführt werden. Diese beruht auf dem Grundgedanken, daß ein in eine gerade Linie gebrachter Kniehebel sich in einer Totpunktlage befindet, in der er dem Drucke des Gestelles Widerstand leisten kann, die aber durch Einknicken

des Hebels mit Hilfe des Handhebels des Anschlagers ohne große Anstrengung aufgehoben werden kann. Die Vorrichtung setzt sich aus der oben keilförmig abgeschrägten Aufsetzknagge  $d$ , die sich in der festen Führungsbüchse  $e$  bewegt, und dem Handhebel  $a$  mit dem Gelenkhebel  $bc$  zusammen. Beim Aufsetzen des Gestelles wird die Knagge durch den Gegendruck des starren Hebels  $bc$  (Abb. 724 b) zurückgehalten,

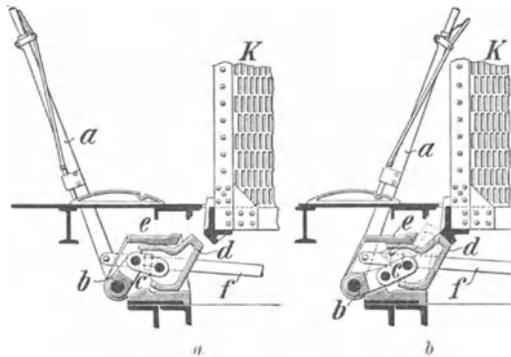


Abb. 724 a und b. Aufsetzvorrichtung von Haniel & Lueg in ihren zwei verschiedenen Stellungen.

kann aber zum Ausweichen unter der Last der Fördergestelles dadurch veranlaßt werden, daß der Anschläger den Hebel einknickt (Abb. 724 a), wobei  $d$  sich in die Büchse  $e$  zurückschiebt. Die Knagge  $d$  kann um den Drehpunkt im Hebel  $c$  frei schwingen, also vom hochkommenden Förderkorbe zurückgeschlagen werden (s. die gestrichelte Stellung in Abb. 724 b), falls sie infolge eines Versehens des Anschlagers in den Schacht ragen sollte. Am Füllort werden solche Aufsetzvorrichtungen durch ein Gegengewicht mit entsprechender Hebelanordnung selbsttätig in die zurückgezogene Stellung gebracht.

216. — **Schwingbühnen.** Für das vorhin erwähnte Aufschieben „am freien Seil“ haben sich am Füllort, wo die Längenänderungen der Förderseile sich in erster Linie geltend machen, die Schwing- oder Anschlußbühnen nach Patent Eickelberg als vorzügliches Hilfsmittel erwiesen. Bei

dieser Vorrichtung ist das letzte Stück des Plattenbelages an den Anschlägen zu einer schwenkbaren Bühne ausgestaltet, die mittels eines Handhebels bewegt wird und sich mit dem vorderen Ende auf den Förderkorb legt, so daß sie ein bequemes und stoßfreies Aufschieben auch dann gestattet, wenn der Boden des letzteren etwas ober- oder unterhalb des Anschlages sich befindet.

Die Bühne, die in Abb. 725 nach ihrer allgemeinen Anordnung gezeichnet ist, besteht aus einer um einen Bolzen drehbaren und mit Schienenbelag versehenen Plattform *a*, die durch das Gegengewicht *d* annähernd ausge-

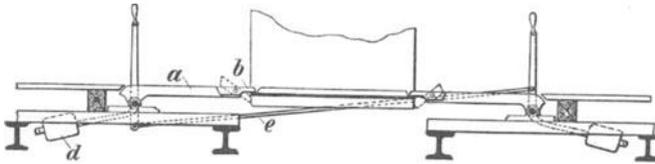


Abb. 725. Doppelseitige Schwingbühnenanlage.

glichen und deren vorderster Teil *b* drehbar angeordnet ist, so daß er nötigenfalls vom niedergehenden Fördergestell heruntergeklappt werden kann, während das hochgehende Gestell die Bühne so weit anzuheben vermag, daß es vorbei kann. Wenn das Gegengewicht etwas leichter als die Bühne ge-

halten wird, so legt diese sich nach Ausklinken des Handhebels aus seiner Sperrstellung selbsttätig auf den zu bedienenden Gestellboden. Die beiderseitigen Bühnen werden in der üblichen Weise mittels der Zugstange *e* gleichzeitig bewegt.

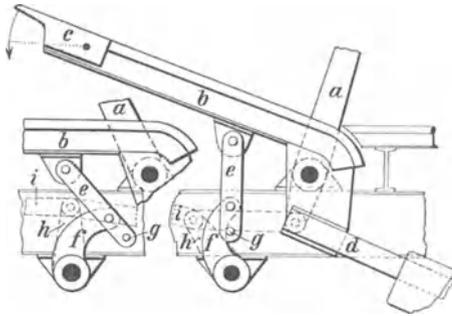


Abb. 726. Schwingbühne nach Eickelberg, verbesserte Ausführung nach Notbohm.

Die verbesserte Ausführung der Siegener Maschinenbau-A.-G. nach Abb. 726 soll gegen die Möglichkeit sichern, daß Wagen infolge eines Versehens auf die nicht aufliegende Bühne fah-

ren und in den Schacht stürzen oder wenigstens Achsbrüche bei der Schwingbühne herbeiführen. Die durch den Handhebel *a* bewegte Bühne *b* mit dem Schnabelstück *c*, die durch den Gegengewichtshebel *d* ausgeglichen wird, ruht auf dem Traghebel *e*, der vom Scheitelpunkt des Bogenhebels *f* gefaßt und so in der rechts gezeichneten Standlage gehalten wird. Diese wird durch das Herumlegen des Handhebels *a* (s. das linke Bild) aufgehoben, indem der Hebel *f* den Bolzen *g* herüberdrückt. Die Hebel *h* und *i* vermitteln die Verbindung mit der gegenüberliegenden Seite.

Durch diese Bühnen ist es möglich geworden, die Übelstände, die das Aufschieben am freien Seile zunächst mit sich bringt, zu beseitigen. Nicht nur ist man nicht in dem Maße wie früher von der Sorgfalt des Maschinenführers abhängig, sondern es machen sich auch Längenänderungen des Seiles, wie sie je nach den abziehenden und aufzuschiebenden Lasten sich ergeben, nicht störend bemerklich, da die Bühnen bei genügender

Länge Höhenunterschiede von 15 cm und mehr nach oben sowohl wie nach unten auszugleichen gestatten. Allerdings muß darauf geachtet werden, daß nach vollzogener Bedienung des Fördergestelles der Schacht sofort abgeschlossen wird und kein Wagen mehr auf der Bühne steht, weil diese sonst sich unter dessen Gewicht senken und der Wagen in den Schacht stürzen kann. Um gegen Unachtsamkeiten nach dieser Richtung hin geschützt zu sein, sieht man Sperrvorrichtungen vor, für die Abb. 727 ein Beispiel gibt; der für gewöhnlich durch sein Übergewicht in der gestrichelten Stellung gehaltene Hebel  $d$  wird von der sich senkenden Bühne  $a$  mittels seines Armes  $c$  mitgenommen und in die gezeichnete Sperrstellung aufgerichtet.

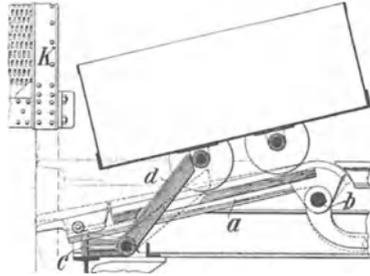


Abb. 727. Schwingbühne mit Sperrhebel.

**217. — Beschleunigung der Bedienung; ihre Bedeutung.** Mit der Zunahme der Schachttiefen ist die Beschleunigung der Abfertigung der Gestelle an den Anschlagpunkten (d. h. die Verringerung der Größe „ $t$ “ im Nenner der Leistungsgleichung für die Pendelförderung) von immer größerer Bedeutung geworden. Man hat allerdings zur Erhöhung der Förderleistung bei tieferen Schächten noch zwei andere Möglichkeiten, indem man das Fördergestell gemäß den Ausführungen in Ziff. 196 für die Aufnahme einer größeren Anzahl von Wagen einrichten oder zweitens die Fördergeschwindigkeit entsprechend erhöhen kann. Jedoch kommt man mit diesen Mitteln bald an eine gewisse Grenze, weil im ersten Falle die sehr hohe Seilbelastung große Schwierigkeiten verursacht und im zweiten Falle die Fördergeschwindigkeit eine gewisse Höchstgrenze nicht übersteigen kann. Diese Höchstgrenze liegt bei uns im allgemeinen bei 20 m. Vereinzelt ist man allerdings in tadellosem Zustand war; jedoch ist diese Bedingung gerade für tiefe Schächte kaum zu erfüllen, weil bei diesen Gebirgsbewegungen sich nicht vermeiden lassen. Man hat daher der beschleunigten Abfertigung der Förderkörbe an den Anschlägen immer größere Beachtung geschenkt, zumal das wichtigste Mittel zur Steigerung der Leistungsfähigkeit der Schachtförderung — die Vermehrung der

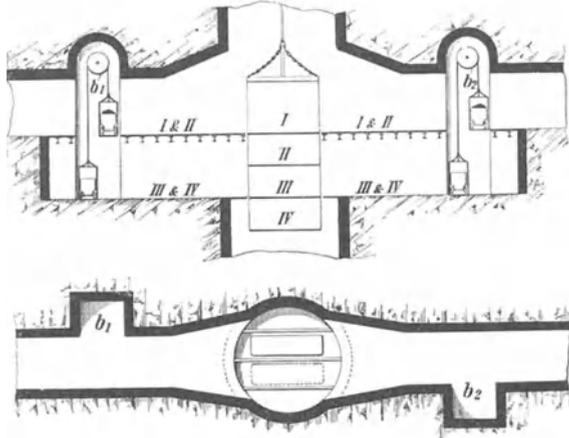


Abb. 728. Bedienung vierbödiger Fördergestelle am Füllort von zwei festen Bühnen aus mit einmaligem Umsetzen.

Wagenzahl — seinerseits wieder erhöhte Ansprüche an die Beschleunigung des Wagenwechsels stellt.

**218. — Vermehrung der Abzugbühnen.** Für die Beschleunigung der Abfertigung der mehrbödigen Gestelle im ganzen ist die Verwendung mehrerer fester Abzugbühnen das wichtigste Hilfsmittel. Bei einer solchen Ausgestaltung der Anschläge wird für jeden Boden des Fördergestelles oder für je zwei Böden (Abb. 728) eine besondere feste Abzugbühne vorgesehen; diese verschiedenen Bühnen werden durch kleine Bremsen  $b_1, b_2$  untereinander verbunden. Naturgemäß liegt die Hauptbühne an der Hängebank unten, am Füllort (Abb. 728) oben, weil die vollen Wagen das Übergewicht für den Bremsbetrieb hergeben und an der Hängebank alle vollen Wagen auf die Hauptbühne gebracht werden müssen, während sie am Füllort auf dieser ankommen.

Man ordnet die Bremsen besser seitwärts vom Schachte an (s. Abb. 728) als vor und hinter ihm. Allerdings wird dann ein Schwenken der Wagen zwischen Schacht und Bremsen um  $90^\circ$  erforderlich, aber dafür ergeben sich kürzere Förderwege zwischen beiden Stellen und die Möglichkeit, die Bremse durch die Anschläger des Hauptschachtes mit bedienen zu lassen, während man bei der Anordnung der Bremschächte vor oder hinter dem Schachte diese wegen der starken Beanspruchung des Raumes am Füllort weiter zurücksetzen und daher die Mannschaft am Anschlag entsprechend vermehren muß, auch den Verkehr am Füllort in gefährlicher Weise zu stark behindert.

Diese Bedienungsweise ermöglicht die Abfertigung eines Gestelles in annähernd derselben Zeit, wie sie für die Bedienung einer einzigen Bühne beansprucht wird. Sie hat außerdem den Vorteil einer größeren Schonung des Seiles und der Fördergestelle, da deren Umsetzen mit den dadurch veranlaßten wechselnden Beanspruchungen des Seileinbandes und der Gestelle selbst wegfällt, wenn auch dieser Gesichtspunkt beim Aufschieben am freien Seil nicht die Bedeutung wie bei der Verwendung von Aufsetzvorrichtungen hat. Andererseits haben sich aber die Nachteile der Vermehrung der Abzugbühnen neuerdings immer stärker geltend gemacht. Zunächst verursacht sie große Kosten, weil die Anschlägermannschaft annähernd der Zahl der Bühnen entsprechend vermehrt werden muß. Ferner ist die Bedienung auf den einzelnen Bühnen schwierig, denn die Abstände zwischen diesen müssen sich nach denjenigen zwischen den Gestellböden richten, und von dieser an sich schon geringen Höhe über dem Plattenbelag jeder Bühne kommt noch die Höhe der Träger, auf denen die Bühnen ruhen, in Abzug. Eine entsprechende Erhöhung des Fördergestelles würde dessen Gewicht zu sehr steigern. Überdies nehmen die Bremsen an dem ohnehin schon stark in Anspruch genommenen Füllort Platz weg und erschweren den Betrieb. Auch sind Mißverständnisse bei der Signalgebung zwischen den einzelnen Bühnen und dadurch verursachte Unfälle und Betriebsstörungen möglich.

Man hat sich bemüht, diese Mängel möglichst zu verringern, insbesondere für den Füllortbetrieb, wo sie sich stärker als an der Hängebank bemerklich machen. Abb. 728 veranschaulicht einen Mittelweg, wobei nur für jede zweite Bühne eines vierbödigen Gestells eine Abzugbühne vorgesehen und dafür ein einmaliges Umsetzen in den Kauf genommen wird. Es werden hier zunächst die Abteilungen I und III des Gestells und sodann die Abteilungen II und IV

bedient. Bei dieser Anordnung kann die Zahl der Anschläger und die Zahl der Bremsen entsprechend verringert werden, und die Anschläger haben genügend Raum zur Verfügung.

Ganz ohne Umsetzen kommt man für vierbödiige Gestelle aus, wenn man das Füllort an der einen Seite des Fördergestelles um einen Gestellboden-Abstand tiefer legt als an der anderen Seite, so daß die beiden Bühnen mit der zugehörigen Bremse auf der einen Seite zur Bedienung des ersten und dritten, auf der anderen Seite zur Bedienung des zweiten und vierten Gestellbodens benutzt werden. Wenn man hierbei auf Durchschieben verzichtet, so bleibt eine genügende Höhe für die Anschläger gewahrt; doch eignet sich dann das Verfahren schlecht für schmale Fördergestelle mit Hintereinanderstellung der Wagen. Auf Zeche Prosper bei Bottrop hat man diese Bedienungsweise auf achtbödiige Förderkörbe angewandt, die einmal umgesetzt wurden, so daß auch für Durchschiebebetrieb vier Anschlagbühnen mit genügender Höhe ausreichen<sup>1)</sup>. Die Erschwerung dieses Anschlagverfahrens bei nicht ganz gleichmäßiger Wagenzufuhr von beiden Seiten und die Notwendigkeit, achtbödiige Fördergestelle verwenden und sehr hohe Füllörter ausschießen zu müssen, um den nötigen Platz für die Anschläger auf den Zwischenbühnen zu erhalten, hat eine weitere Verbreitung dieser Bedienungsweise trotz ihrer großen Leistungsfähigkeit verhindert.

Wenn der Wagenumlauf am Füllort so geregelt wird, daß die vollen Wagen stets nur von einer und derselben Seite zugeführt werden und die leeren Wagen stets nach einer und derselben Seite ablaufen, so ist es zweckmäßig, die Bremsen auf beiden Seiten mit nur je einem Gestell zu betreiben und demgemäß das die Bremsgestelle tragende Seil am Schachte vorbei von der einen zur anderen Seite zu führen. Da dann nach Abziehen der Wagen von den Bremsgestellen diese beide leer sind, so muß das für die leeren Wagen bestimmte Gestell etwas schwerer als das Gestell für die vollen Wagen sein, um dieses wieder hochziehen zu können. Um die Bremse nicht so oft betätigen zu müssen, kann man bei solcher Förderung jedes Bremsgestell für die Aufnahme von 2—4 Wagen einrichten<sup>2)</sup>.

**219. — Bewegliche Abzugbühnen.** Die größtmögliche Beschleunigung läßt sich dadurch erreichen, daß die festen Abzugbühnen durch bewegliche ersetzt werden, deren Beschickung und Entladung während des Fördertreibens erfolgt, so daß der Zeitverlust sich auf das Ab- und Auflaufen der Wagen von den Fördergestellen auf die Hilfsbühnen und umgekehrt beschränkt. Derartige Einrichtungen sind nach den Plänen von Tomson<sup>3)</sup> auf 2 Schachtanlagen bei Dortmund eine Zeitlang in Betrieb gewesen, aber wieder aufgegeben worden, da sich der Wagenwechsel wegen der Unzugänglichkeit des Fördergestells an den Anschlägen nicht genügend betriebsicher durchführen ließ und auch die Seilfahrt und das Einhängen von Schienen, Rohren, Maschinenteilen u. dgl. zu sehr erschwert wurden.

**220. — Wagenwechsel durch selbsttätige Vorrichtungen.** Die Maßnahmen zur Verbilligung der Bedienung gehen mit Rücksicht auf die erheblich

<sup>1)</sup> Abbildung in den früheren Auflagen dieses Bandes.

<sup>2)</sup> S. beispielsweise das auf S. 588 in Anm. <sup>1)</sup> angeführte Werk von T. C. Futers, Bd. II, S. 302 und 305, Taf. XLVI und XLVII.

<sup>3)</sup> Abbildung in den früheren Auflagen dieses Bandes.

gestiegenen Löhne in erster Linie auf die Verringerung der Anschlägermannschaften durch selbsttätige Vorrichtungen aus, die gleichzeitig eine erwünschte körperliche Entlastung der Leute bedeuten. Derartige Hilfsmittel können mechanisch betriebene Stoß- oder Zugvorrichtungen sein oder auf der Einschaltung von Gefällestrecken beruhen oder in einer Vereinigung beider bestehen.

Im allgemeinen liegen die Verhältnisse am Füllort schwieriger, da hier der Raum beschränkter ist und die wünschenswerte Zusammenfassung der aus verschiedenen Feldesteilen ankommenden Wagen zum Erzielen einer einheitlichen Durchlaufrichtung besondere Vorkehrungen erfordert, auch die Erhaltung eines bestimmten Gefälles durch Gebirgsbewegungen gestört werden kann. Andererseits ist zu berücksichtigen, daß am Füllort die großen lebendigen Massen der vollen Wagen die Bewegung wesentlich erleichtern, wogegen an der Hängebank die leeren Wagen die vollen vom Förderkorbe stoßen müssen.

**221. — Einrichtungen am Füllort. Überblick.** Am Füllort kommen Vorrichtungen mit folgenden Zweckbestimmungen in Betracht:

1. Überführen der Wagen aus der Streckenförderung in das Füllort;
2. Abtrennen der zum Aufschieben bestimmten Wagen und ihre Weiterbeförderung auf das Gestell;
3. Überführen der leeren Wagen vom Füllort in die Streckenförderung.

Soweit mit Gefälle gearbeitet wird, treten hierzu noch Aufhaltevorrichtungen nebst Steuerung.

**222. — Einzelbesprechung der Einrichtungen am Füllort.** Am einfachsten gestaltet sich der Anschluß der Streckenförderung an das Füllort, wenn die Wagen aus den verschiedenen Feldesteilen durch Seilförderungen zugeführt werden, weil dann die einzelnen Wagen ohne weiteres vom Seil dem Schachte zulaufen können. Einfache Hilfsmittel dieser Art sind bereits unter Ziff. 104 (Abb. 559 und 560 auf S. 462) besprochen worden. Für größere Förderaufgaben bietet die Herstellung von Höhenunterschieden die einfachste Lösung. Abb. 729 veranschaulicht eine solche Anlage. Hier hat die das Westfeld (links) bedienende Seilbahnmaschine  $M_1$  die vollen Wagen vor der Abzweigung I auf einer mit 1:42 ansteigenden Rampe auf die Höhe von 1,75 m über der Leerbahn gezogen und bringt sie dann noch bis in die Nähe der Abzweigung II, wo diese Wagen mit Gefälle dem Schachte zulaufen. Die Seilbahnmaschine  $M_2$  für das Ostfeld hat die vollen Wagen vor der Abzweigung III auf einer mit 1:50 ansteigenden Rampe auf die Höhe von 1,35 m über der Leerbahn gebracht und gibt sie dort frei, so daß auch hier die Wagen mit Gefälle dem Schachte zulaufen. Die beliebige Verteilung der vollen Wagen auf die beiden Fördertrümme wird durch eine zwischen die Zulaufgleise und die Füllortgleise eingeschaltete Kreuzweiche ermöglicht. Die leeren Wagen bzw. Bergewagen laufen mit dem Gefälle, das sich aus dem Höhenunterschied von 0,20 m gegenüber der Leerbahn ergibt, dieser zu und müssen dabei (bei I) unter der Vollbahn für die westlichen Wagen durchgeführt werden. Die für den Westen bzw. Osten benötigten leeren Wagen werden bei I an die Leerseile der beiden Seilbahnen angeschlagen, zu welchem Zwecke das Leerseil der Maschine  $M_2$  bis dorthin geführt werden muß. Die Seilführung in der Richtstrecke ist der Übersichtlichkeit halber nicht eingezeichnet.

Bei der heute herrschenden Lokomotiv-Streckenförderung ergibt sich die Schwierigkeit, daß die einzelnen Züge aufzulösen und aus leeren Wagen wieder zusammenzustellen sind und daß, um die Lokomotive gemäß Ziff. 225 vom Verschiebebetriebe zu entlasten, besondere Vorrichtungen zwischen Streckenförderung und Füllort eingeschaltet werden müssen.

Für die Überführung der mit den Lokomotiven herangebrachten Wagen in das Füllort werden in Ziff. 225 (Abb. 738—741 auf S. 629 u. 630) Beispiele gegeben. Ein einfaches Mittel bildet der Haspel, der, der Raumersparnis halber unter der Firse eingebaut, die Wagen in einzelnen Gruppen in den Bereich der Aufschiebevorrichtungen bringt. Da man dabei aber für das An- und Abkuppeln der Wagen vom Haspelseil noch Schlepper braucht, so hat sich die Verbindung der Haspelförderer mit einer Gefällestrecke oder ihr vollständiger Ersatz durch diese gemäß den Abbildungen 739—741 weitgehend eingebürgert. Man kann auf diese Weise bei der Haspelförderung mit einem Schlepper für ein Gleis auskommen, da dieser

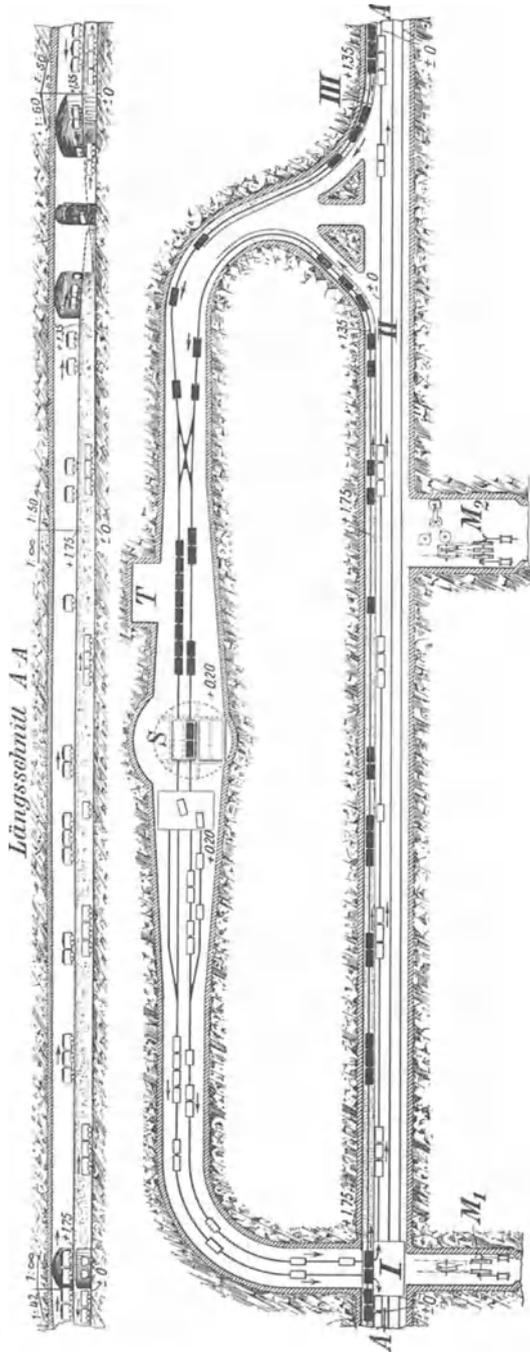


Abb. 729. Füllortanlage auf Schacht IX der Bergwerks-A.-G. Consolidation (Maßstab etwa 1:750).

nur das Herüberziehen der Wagen über den Scheitelpunkt zu überwachen hat, bei vollständiger Gefälleförderung aber gleich den ganzen Zug ohne weitere Bedienung in die Sperre am Füllort laufen lassen. Die hierbei erforderlich werdenden Aufhaltevrichtungen werden verschieden ausgeführt. Eine häufig angewandte Hemmung besteht in einer Bremse, deren beide Winkeleisen sich, parallel geführt, von oben auf die Laufkränze der Räder legen und durch Druckluft

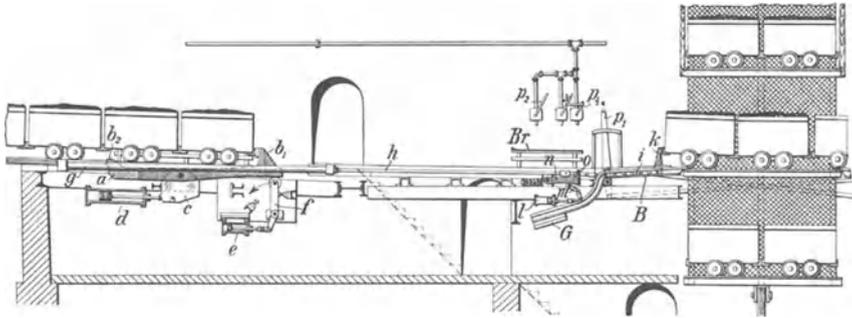


Abb. 730. Füllortbedienung mit Druckluft-Bremse- und -Aufschiebevorrichtungen.

angepreßt werden. Abb. 730 zeigt eine vom Eisenwerk Brauns in Dortmund ausgeführte Anlage. Die Wagen werden durch einen Kipphebel  $a$  gefangen, dessen Nase  $b_1$  sich vor den Puffer des vordersten Wagens legt und dessen Achse in einem Kreuzkopf-Schlittenstück  $c$  gelagert ist, das mit der Kolbenstange des

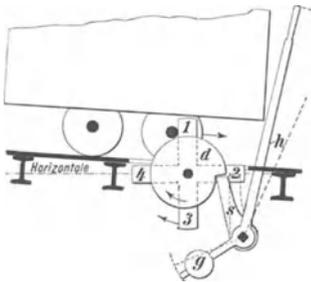


Abb. 731. Sperrvorrichtung für ablaufende Wagen.

Luftzylinders  $d$  gekuppelt ist. Die auflaufenden Wagen werden durch die Nase  $b_1$  festgehalten und ziehen die Kolbenstange nebst Kolben unter allmählich zunehmender Luftverdichtung im vorderen Teile des Zylinders heraus, werden also annähernd stoßfrei gebremst. Sollen die vordersten beiden Wagen freigegeben werden, so zieht der Anschläger durch Vermittelung des Luftzylinders  $e$  den Stützhebel  $f$  zurück, wodurch der Hebel  $a$  infolge des Übergewichts seines vorderen Armes zum Kippen gebracht wird. In dieser Stellung hält er mittels des Sperrkopfes  $b_2$  an seinem

hinteren Ende die nachfolgenden Wagen fest, um sie bei Rückbewegung des Hebels  $f$  wieder freizugeben und vorn wieder aufzufangen usw. Unmittelbar vor der Schwingbühne ist noch eine Hilfsperre angeordnet, die den in die Bremsführung  $Br$  einfahrenden Wagen festhält: vom Preßluftzylinder  $l$  aus wird der Stützhebel  $m$  betätigt, der den federnd verlagerten Kipphebel  $n$  mit der Fangnase  $o$  in Fang- und Freigabestellung bringen kann.

Die verschiedenen Bewegungen werden durch die Hebel  $p_1-p_4$  durchgeführt; die an  $p_2-p_4$  anschließenden Preßluftleitungen sind der Übersichtlichkeit halber nur angedeutet.

Eine einfache Vorrichtung für das Aufhalten und Abteilen der Wagen zeigt Abb. 731. Sie besteht in einem drehbaren, vierarmigen Sperr-

kreuz, auf dessen Achse eine Daumenscheibe  $d$  aufgekeilt ist, gegen deren Daumen sich die Sperrklinke  $s$  stützt und dadurch die Feststellung des Kreuzes, also das Festhalten des mit seiner vorderen Achse gegen den Arm 1 stoßenden Wagens bewirkt. Durch den Handhebel  $h$  kann die Sperrklinke für einen Augenblick ausgelöst werden, um dann infolge ihrer Belastung durch das Gegengewicht  $g$  in die frühere Lage zurückzufallen. Das Kreuz wird nunmehr durch die 4 Achsen der ablaufenden 2 Wagen viermal um je  $90^\circ$  gedreht und ist dann in der Anfangstellung angelangt, in der die Sperrklinke wieder vor den Daumen tritt und die weitere Drehung verhindert.

Für die Weiterbewegung der Wagen auf das Fördergestell reicht, wenn große Förderleistungen erzielt werden müssen, das Gefälle nicht aus, da einmal

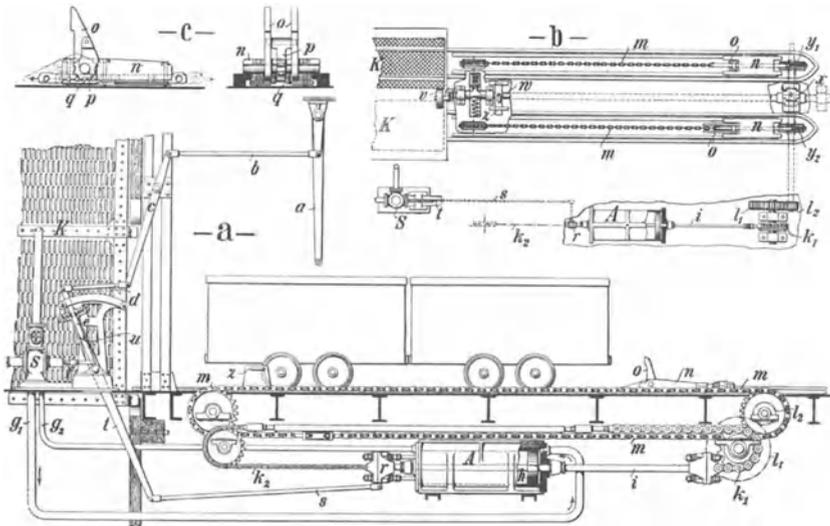


Abb. 732 a—c. Druckluft-Aufschiebevorrichtung von Notbohm.

die nach Freigabe der Sperre vor dem Schachte noch zur Verfügung stehende Gefällestrecke zu kurz ist, um den Wagen die nötige Geschwindigkeit zu geben, und außerdem beim Aufschieben am freien Seil der Korb vielfach etwas höher als der Anschlag hängt und infolgedessen dann die Schwingbühnen (Ziff. 216) Gegengefälle haben. Man nimmt also in solchen Fällen heute stets mechanische Stoßvorrichtungen zu Hilfe. Diese können mit unterlaufendem und schwebendem Zugmittel betrieben werden. Im ersten Falle wird die Bewegungsfreiheit am Schachte am wenigsten behindert.

Von den Vorrichtungen mit unterlaufender Kette hat diejenige von Oberingenieur Notbohm, die von der Siegener Maschinenbau A.-G. in Siegen ausgeführt wird, die größte Verbreitung gefunden. Sie wird durch einen Druckluft- oder Elektromotor betätigt. In der Ausführung nach Abb. 732 erfolgt der Antrieb durch den im Druckluftzylinder  $A$  sich bewegenden Kolben  $h$ , der vom Anschläger durch das Hebelgetriebe  $a, b, c, d, e$  gesteuert wird. Dieses bewegt den im Gehäuse  $S$  gleitenden Steuerschieber, wodurch abwechselnd die weite Druckleitung  $g_1$  für die Vorwärtsbewegung

und die enge Druckleitung  $g_2$  für die Rückwärtsbewegung unter Druck gesetzt wird. Der Kolben  $h$  treibt durch Vermittelung der nach vorn und hinten durchgeführten Zugstangen  $i$  die Laschenkette  $k_1$  mit Gegenkette  $k_2$  und damit mittels des Zahnradgetriebes  $l_1 l_2$  die hintere Triebwelle. Auf dieser sitzen (s. den Grundriß  $b$ ) 2 Kuppelungen, in die abwechselnd die rechte oder die linke Kuppelmuffe  $x$  eingerückt wird. Und zwar geschieht dieses Einrücken von der Stange  $w$  aus, die ihrerseits dadurch gedreht wird, daß der hochkommende Förderkorb den in den Schacht ragenden Hebel  $v$  herumwirft. Damit wird gleichzeitig die Gleissperre  $z$  über die innere Schiene des rechten oder linken Gleises geschoben, so daß jeweilig nur das Gleis auf der Seite des am Anschlage angelangten Förderkorbes freigegeben wird. Von der Triebwelle aus wird dann die rechte oder linke Kette  $m$  in Bewegung gesetzt und nimmt mittels des Schlittens  $n$  und des Mitnehmers  $o$ , der hinter die Wagenachse oder den Wagenkasten faßt, die bereit gestellten Wagen mit. Um das

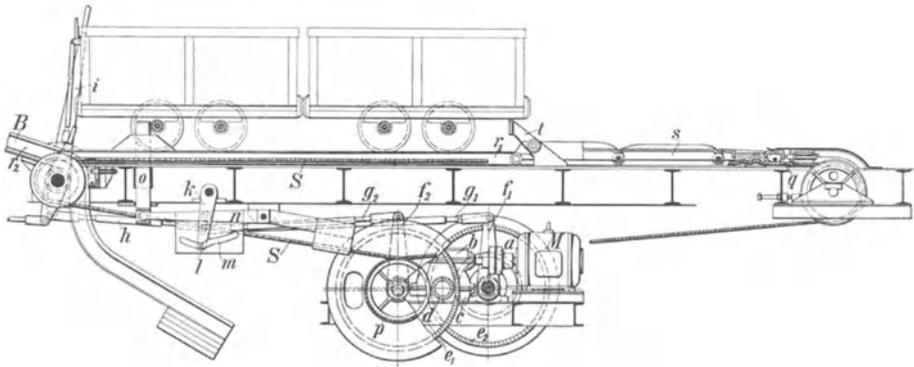


Abb. 733. Aufschiebevorrichtung mit Seilzug.

Vordrücken der Wagen möglichst stoßfrei zu gestalten, ist der Steuerhebel  $e$  nicht unabhängig, sondern mit dem Bolzen  $u$  in dem größeren Hebel  $t$  verlagert. Dieser wird durch die Zugstange  $s$  bewegt, sucht also die Steuerung immer wieder in die Mittellage und damit die Bewegung wieder zum Stillstand zu bringen. Der Anschläger muß daher immer wieder mit seinem Hebel  $a$  nachdrücken und erhält sich so mit der Wagenbewegung in genauer Fühlung, wodurch ein sanfteres Anziehen der Zugketten ermöglicht wird. Damit diese beim Zurückgehen mit ihren Mitnehmern unter den Wagen durchgehen können, werden die Mitnehmer  $o$  beim Rückgange niedergelegt, indem (s. Nebenzeichnung  $c$ ) die Ketten innerhalb der Schlitten  $n$  etwas toten Gang haben und so die Mitnehmer durch Eingriff in deren mit Zähnen  $q$  versehenes Fußende  $p$  hoch- und niederklappen können.

Andere Aufschiebevorrichtungen, wie sie die Maschinenfabrik Schüchtermann & Kremer-Baum, die Demag u. a. bauen, arbeiten mit Seilzug, der infolge der Elastizität des Seiles eine gewisse Federung in den Antrieb bringt.

Eine elektrische Aufschiebevorrichtung der Demag wird durch Abb. 733 veranschaulicht. Der Motor  $M$  bewegt mittels der Kupplung  $a$  das Schneckengetriebe  $b c$  und damit das Reibrad  $d$ . Dieses kann abwechselnd mit den großen

Reibrädern  $e_1 e_2$  dadurch gekuppelt werden, daß diese exzentrisch verlagert sind und infolgedessen durch Betätigung des Hebelantriebs  $f_1 g_1 h$  und  $f_2 g_2 h$  mittels des Handhebels  $i$  nach Bedarf an  $d$  angepreßt werden. Gleichzeitig bewegt die die Verbindung der beiderseitigen Hebel vermittelnde Schwinke  $k$ , die sich mit ihrem unteren Bolzen  $l$  in der Kurvenschleife  $m$  bewegt, den Hebel  $n$  und damit den Sperrhebel  $o$ , so daß dieser zurückgezogen wird. Das von der Trommel  $p$  mitgenommene Seil  $S$  faßt an dem federnd angeschlossenen Schlitten  $q$  an und drückt mittels der in der Führung  $r$  laufenden Gelenkstange  $s$  und des Stößers  $t$  die Wagen auf den Förderkorb. Die Gelenkstange, die durch eine über die Schwingbühne  $B$  sich fortsetzende  $\perp$ -Eisenführung  $r_2$  gegen das Durchknicken nach oben gesichert ist, ermöglicht das Verschieben der Wagen über die in beliebigem Winkel zum Füllort aufliegende Schwingbühne hinweg bis unmittelbar auf den Förderkorb.

Die Bauart des Eisenwerks Brauns (Abb. 730) zeigt gleichfalls eine gelenkig ausgebildete Druckstange. Außerdem besteht bei dieser Ausführung die Aufschiebevorrichtung gemäß Abb. 646 auf S. 546 nur in einem einfachen Druckluftzylinder  $g$  von entsprechender Länge.

Eine Stoßvorrichtung mit oberhalb laufenden Stoßarmen in der Ausführung der Maschinenfabrik Hasenclever A.-G. zeigt Abb. 734 für eine Doppelförderung. Der Antrieb erfolgt hier durch einen am hinteren Ende oberhalb der



Abb. 734. Aufstoßvorrichtung mit Betätigung von oben.

Träger  $a$  verlagerten Elektromotor, der ständig durchläuft, die Übertragung der Bewegung durch Seile, die als endlose Seile vorn und hinten über Rollen geführt sind. Der Anschläger betätigt durch einen der Hebel  $b_1 b_2$  eine Steuerstange  $c$  und damit die Reibkuppelung der zugehörigen Seiltrommel. Das Seil zieht dann zunächst einen (nicht sichtbaren) Schlitten nach vorn und betätigt damit die Hebelübertragung  $de$ , wodurch der Stoßarm  $f$  aus der im Vordergrund dargestellten Hochlage in die im Hintergrund ersichtliche Tieflage gebracht wird, in der er dann, dem Seilzug folgend, mit Hilfe seiner beiden Druckrollen  $g_1 g_2$  die Wagen vordrückt, um sodann rückwärts wieder in gehobener Stellung über die nachfolgenden Wagen fortzustreichen und seine Anfangstellung wieder einzunehmen. Das Anheben der Stoßarme wird, nachdem der Seilzug nachgelassen hat, durch Gegengewichte bewirkt, die in Seilen hängen. Die Steuerstangen sind nach vorn mit einem Hebelgestänge gekuppelt, das gleichzeitig mit der Einleitung der Bewegung die unmittelbar am Schacht eingebaute Gleissperre auslöst.

Mit selbsttätiger Herstellung des Gefälles durch den Wagen selbst arbeitet die Schachtsperre von Christian, die von der Maschinenfabrik Hauhinco ausgeführt wird<sup>1)</sup>. Gemäß Abb. 735 nimmt eine Kippbühne  $a$ , deren Drehachse  $b$

<sup>1)</sup> S. auch Bergbau 1929, Nr. 13, S. 167 u. f.; Otten: Füllortanlage auf der V. Sohle der Zeche Zollern I.

in ihrem hinteren Teile liegt und die in unbelastetem Zustande durch das Gegengewicht  $c$  in söhlicher Lage gehalten wird, je zwei Wagen auf, die durch die Keilbremse  $d$  zurückgehalten werden. Die Bühne ruht zunächst mittels der Rollen  $e$  auf den Stützhebeln  $f$ , die ihrerseits durch die Sperrhebel  $g$  an die Druckluftglocke  $h$  und für den Notfall auch an die durch den Handhebel  $i$  betätigte Hebelverbindung  $k-l$  angeschlossen sind. Durch Zug am Handhebel  $m$  mit

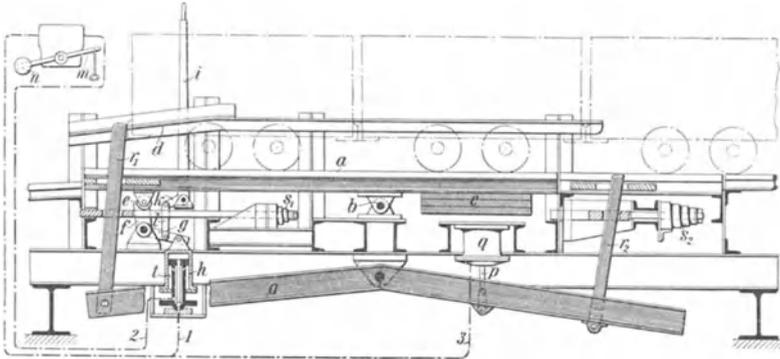


Abb. 735. Kippbühne mit selbsttätiger Schachtsperre.

Gegengewicht  $n$  wird die Luftleitung  $l$  unter Druck gesetzt und damit die Glocke  $h$  gehoben und der Stützhebel  $f$  ausgeklinkt, worauf die Bühne kippt und die Wagen ablaufen läßt, da gleichzeitig der Kipphebel  $o$  durch die Zug-

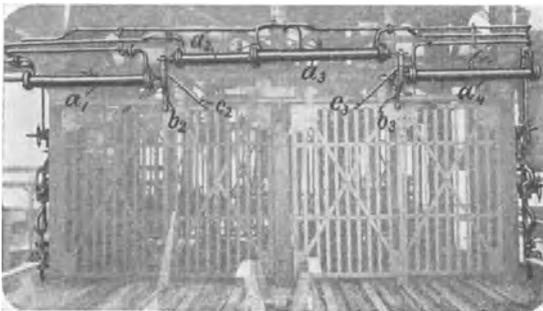


Abb. 736. Gitterverschluß mit Preßluftbetätigung.

stange  $p$ , deren Kolben durch die zum Zylinder  $q$  führende Luftleitung  $3$  Druck erhält, vorn herunter- und hinten hochgezogen wird und so den vorderen Sperrhebel  $r_1$  herunterzieht, den hinteren Sperrhebel  $r_2$  für die nächsten Wagen in Sperrstellung bringt. Nach Ablauf der Wagen zieht das Gegengewicht die Bühne in die söhliche Stellung zurück, worauf die Preßluft durch die Leitung  $2$  in den Ringraum der Glocke  $o$  tritt, so daß diese durch ihr Eigengewicht zurückfällt und den Stützhebel  $f$  wieder in die Anfangstellung bringt. Die Sperrhebel  $r_1 r_2$  werden durch die Federn  $s_1 s_2$  abgefedert.

Im Zusammenhang mit den mechanischen Aufschiebevorrichtungen ist auch für mechanische Bewegung der Gittertüren am Schachte zu sorgen, da deren Verschieben von Hand nicht nur eine starke Belastung der Anschläger bedeutet, sondern auch die den Betrieb störende und gefährliche Bewegung der Leute unmittelbar am Schachte verlangt. Die Firma P. Stratmann,

G. m. b. H. in Dortmund, verwendet (Abb. 736) für die einzelnen Türen Druckluftzylinder  $a_1—a_4$ , deren Kolbenstangen die Türen mittels der Gabelstücke  $b_1—b_4$  und der Schrägstreben  $c_1—c_4$  erfassen. Betätigt wird die Einrichtung durch einen mittels eines Handhebels zu bewegenden Kolbenschieber, der nach Art eines Dreiwegehahnes abwechselnd die zu den Zylindern führenden Leitungen mit der Luftleitung oder der Auspufföffnung verbindet. Die beiden auf beiden Schachtsseiten gegenüberliegenden Zylinder werden jedesmal gleichzeitig gesteuert, die Türen also gleichzeitig geöffnet und geschlossen.

**223. — Wagenwechsel durch künstliches Gefälle.** Die ausschließliche Benutzung von Gefälle für den Wagenwechsel kommt nur für Durchschiebebetrieb in Betracht. Sie setzt bei tieferen Schächten ein Festlegen der Höhenlage des Förderkorbes durch Aufsetzvorrichtungen voraus, weil sonst bei einer zu hohen Stellung des Förderkorbes die Schwingbühne an der Auflaufseite, bei einer zu tiefen Stellung diejenige an der Ablaufseite die Gefällestrecke unterbricht und ein Steckenbleiben der Wagen veranlassen kann.

In die schiefe Ebene kann man das Fördergestell dadurch einschalten, daß man seinen Böden gleichfalls eine schräge Lage gibt. Und zwar kann diese dauernd vorhanden sein oder erst im Augenblick des Wagenwechsels künstlich hergestellt werden. Das letztere Verfahren ist vorzuziehen, da Förderkörbe mit dauernd schrägen Böden für die Seilfahrt unbequem sind und an den Anschlägen genau bestimmte und ein für allemal festgelegte Höhenunterschiede erfordern. Bei einer derartigen Einrichtung, wie sie z. B. die Demag ausgeführt hat<sup>1)</sup>, ruht jeder Förderkorb-Boden während der Förderung in söhlicher Lage auf Innenvorsprüngen des Gestelles, ist aber um einen Gelenkzapfen drehbar. Dieser ist außerhalb der Mitte angeordnet, damit der Boden nach Beseitigung der einseitigen Stützung, die die Schrägstellung bewirkt, selbsttätig in die söhliche Lage zurückfällt. Die Schrägstellung erfolgt einfach dadurch, daß von zwei beiderseits am Boden befestigten und auf die Aufsetzvorrichtungen sich stützenden Schuhen der eine länger ist als der andere.

Bei solchen und ähnlichen Einrichtungen sind außer den bereits erwähnten Brems- und Sperrvorrichtungen, die den Zulauf zum Schachte und das Auflaufen der abgeteilten Wagen auf den Förderkorb regeln, noch Vorkehrungen zu treffen, die das Auslösen der Sperrung der Wagen auf dem Förderkorbe und das Wiedereinschalten der Sperre für die auf diesen aufgelaufenen Wagen vermitteln. Man kann diese beiden Aufgaben dadurch lösen, daß man am Anschlag an der Ablaufseite eine Auslösevorrichtung anbringt, die den auf dem Gestellboden angebrachten Sperrriegel freigibt, jedoch dann durch einen um eine oder zwei Wagenlängen (je nach der Zahl der auflaufenden Wagen) vom Schachte entfernten Hebel wieder hochgedrückt wird und den Sperrhebel wieder in die Verschußstellung bringt.

**224. — Die Gesamtanlage** eines für Durchschiebebetrieb eingerichteten Füllorts wird durch die bereits erwähnte Abb. 737 erläutert, in der allerdings die Aufschiebevorrichtungen selbst wegen des kleinen Maßstabes fortgelassen sind. Der Durchschiebebetrieb läuft hier von links (Süden) nach rechts (Norden). Die im nördlichen Feldesteil fahrenden Lokomotiven werden von dem Verschiebebetrieb dadurch entlastet, daß der Haspel  $h_1$  (links) ihnen die vollen

<sup>1)</sup> Abbildung in der 3./4. Auflage dieses Bandes.

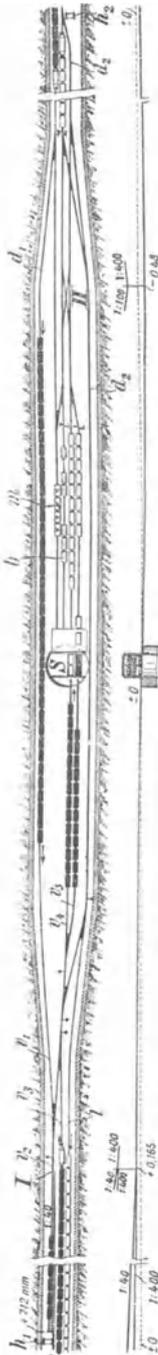


Abb. 737. Füllortanlage auf Schacht V der Gewerkschaft ver. Constantin der Große bei Bochum (Maßstab etwa 1:1300).

Wagen abnimmt und sie links von *I* in dem Gleis  $v_2$  eine schiefe Ebene mit dem Ansteigen 1:40 heraufzieht, um sie mit diesem Gefälle und über *I* hinaus mit dem Gefälle 1:400 den beiden Vollgleisen  $v_4$  und  $v_5$  zulaufen zu lassen. Die von Süden (links) kommenden Lokomotiven fahren in dem Gleis  $v_3$  mit Gefälle dem Schachte zu, werden an einer Weiche abgekuppelt und fahren in das (im Profil gestrichelt dargestellte) Durchgangsgleis  $d_2$  ein, um von dort den inzwischen bereitgestellten Leerzug abzuholen, während die vollen Wagen auf die Füllortgleise  $v_4 v_5$  verteilt werden. — Auf der Leerseite des Füllorts sind zwei Gleise *l* für die leeren Wagen, ein Aufstellgleis *b* für Bergewagen und ein Aufstellgleis *m* für Wagen mit Holz, Baustoffen u. dgl. vorgesehen. Das Gleis *b* nimmt die Bergewagen auf, die aus den vom Nordfelde kommenden Zügen zwecks sofortiger Verwendung unter Tage ausgesondert werden, damit diese nicht erst auf dem Umwege über den Schacht ins Nordfeld gefahren zu werden brauchen. Es dient außerdem als Leergleis für den Fall von Betriebsstörungen in den Gleisen *ll*. Die nach Norden fahrenden Lokomotiven holen ihre leeren Wagen unmittelbar von der Kreuzweiche *II* ab, wohin die Wagen mit einem Gefälle 1:100 selbsttätig laufen; die nach Süden fahrenden erhalten sie wieder durch Vermittlung eines Haspels — und zwar  $h_2$  —, der den Verschiebebetrieb übernimmt und die Wagen in das Durchgangsgleis  $d_2$  zieht, aus dem die Lokomotiven sie abholen.

**225. — Lokomotivförderung und Füllort.** Für die Abgabe der mit der Lokomotive zum Füllort gebrachten vollen Wagen an die Schachtförderung und für das Abholen der leeren (und Berge-) Wagen ergeben sich folgende Möglichkeiten:

1. Die Lokomotive besorgt den ganzen Wagenwechselfort allein.
2. Der Lokomotive wird ein Teil dieser Arbeit durch künstliches Gefälle in Verbindung mit einer Aufschiebevorrichtung abgenommen, und zwar wird das Gefälle erzeugt:

- a) durch die Lokomotive selbst,
- b) durch eine ansteigende Unterkette.

3. Die Lokomotive gibt den vollen Zug an einen Verschiebehaspel ab und übernimmt von ihm den leeren Zug; der Haspel vermittelt den Wagenwechselfort allein oder mit Hilfe einer Aufschiebevorrichtung mit oder ohne Gefällestrecke mit Unterkette.

Das Verfahren 1. wird durch Abb. 738 veranschaulicht. Die Lokomotive zieht den vollen Zug durch das

Gleis  $v$  bis zur Weiche  $I$ , fährt durch Gleis  $r$  zur Weiche  $II$  zurück, drückt den vollen Zug vor und holt sodann, durch Weiche  $III$  herüberwechselnd, den leeren Zug aus dem Gleis  $l$  ab. Statt den vollen Zug vorzudrücken, kann die Lokomotive auch, im Gleis  $r$  hin- und herfahrend, sowohl die vollen als auch die leeren Wagen in Gruppen mittels einer Kette vorziehen. Ein solcher Betrieb kommt für geringe Förderansprüche in Frage, wenn mit zahlreichen kleinen Lokomotiven und kurzen Zügen gefahren wird, da große Lokomotiven dabei zu schlecht ausgenutzt werden.

Das Verfahren 2. gestattet nur einseitiges Aufschieben; soll dieses z. B. von Süden aus erfolgen, so müssen wie in Abb. 737 auf S. 628 alle von Norden



Abb. 738. Einfacher Verschiebebetrieb in Füllrörtern mit einseitiger Schachtbedienung.

kommenden Züge nach der Südseite umgeleitet werden. Das Gefälle wird zweckmäßig auf die Voll- und Leerbahn verteilt. Nach dem Verfahren 2a fährt die auf einem der beiden Mittelgleise ankommende Lokomotive (Abb. 739)<sup>1)</sup> bis zur Kreuzweiche  $II$ , sodann durch das Nebengleis und eine weiter zurückliegende Weiche hinter den Zug und schiebt ihn auf dem ansteigenden Gleis  $c$  über den Rücken  $K_1$  auf die Gefällestrecke  $d$ , an deren Ende die Wagen

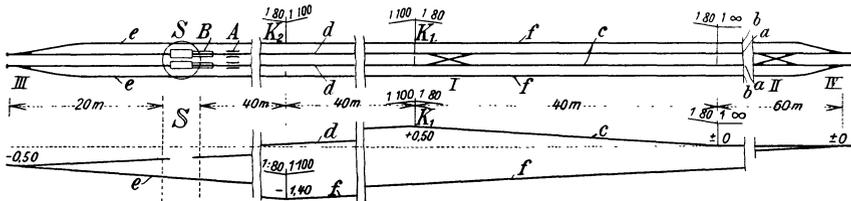


Abb. 739. Füllortbedienung mit ansteigender Strecke.

durch eine Bremse  $A$  gehalten und durch deren Lüften nach und nach der Aufschiebevorrichtung  $B$  übergeben werden. Die leeren Wagen laufen nach der entgegengesetzten Seite ab, durch die Weiche („Spitzkehre“)  $III$ , an deren Stelle auch eine Umkehrschleife treten kann, zurück und neben dem Schachte her in die Gefällestrecken  $e$ , aus denen sie von der mittlerweile wieder durch eine Weiche  $IV$  in eins der Gefällegleise  $f$  herübergewechselten Lokomotive abgeholt werden.

Diese Regelung verlangt eine lange Gefällestrecke  $c$ , da diese zur Vermeidung einer zu langen Wartezeit für die Lokomotiven für eine genügende Wagenzahl Platz bieten muß, und damit auch ein großes Gesamtgefälle. Sie eignet sich nur für Lokomotiven, die vorübergehend die für die Überwindung der Gefällestrecken erforderliche Zusatzkraft hergeben können, und beeinträchtigt außer-

<sup>1)</sup> Die Abbildungen 739—741 sollen nur die grundsätzlichen Unterschiede erläutern, berücksichtigen also nicht die Führung der etwa von der anderen Seite kommenden Züge.

dem die Ausnutzung der Lokomotiven, die durch das Hin- und Herfahren Zeit verlieren.

Beim Verfahren 2b (Abb. 740) drückt die Lokomotive, nachdem sie sich mittels einer (nicht gezeichneten) Kreuzweiche hinter den mitgebrachten Zug gesetzt hat, diesen auf einem der Gleise  $a_1$  bis zum Knickpunkt  $K_1$  vor und fährt dann durch die Kreuzweiche *I* zurück, um sich vor den Leerzug zu setzen. Die Wagen laufen wieder (auf den Gleisen  $a_2$ ) mit Gefälle dem Schachte zu. Die vom Förderkorb abrollenden Wagen laufen durch die Spitzkehre *II* oder eine Kurvenschleife (s. Abb. 741) zurück auf eine der Gefällestrecken *c* und zu den

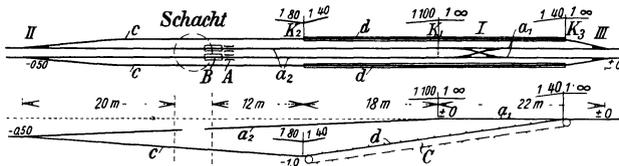


Abb. 740. Füllortbedienung mit Gefällestrecken und Kettenbahnen.

Unterketten *C* in den ansteigenden Strecken *d*, die sie wieder auf Sohlenhöhe heben. Auch hierbei muß für eine entsprechende Länge der Gefällestrecke  $a_2$  gesorgt werden; dagegen braucht die Lokomotive keine zusätzliche Hubarbeit aufzuwenden.

Das Verfahren 3. nimmt der Lokomotive den Verschiebedienst gänzlich ab. Sie braucht den Zug gemäß Abb. 741 nur auf einem der Gleise

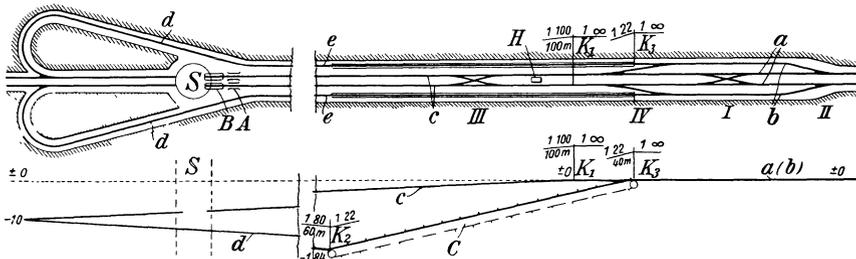


Abb. 741. Füllortbedienung mit Haspel, Gefällestrecken und Kettenbahnen.

*a* in den Bereich des Haspels *H* zu bringen, der ihn in einzelnen Wagengruppen der zum Schacht führenden Gefällestrecke mit den Gleisen *cc* zuführt, worauf sich die weitere Wagenbewegung nach Abb. 740 vollzieht. Die Lokomotive kann sich also, durch eine der Weichen *IV* in eines der Gleise *b* fahrend, sofort wieder vor den leeren Zug setzen, und ihre Ausnutzung wird auf das Höchstmaß gebracht. Außerdem kann man bei geringeren Ansprüchen an die Größe des zum Ablaufen bereiten Wagenvorrats mit einer kurzen Gefällestrecke und daher mit einem verhältnismäßig geringen Gesamt-Höhenunterschied auskommen. Diese Vorzüge haben dem Verfahren bei uns allgemeine Anwendung verschafft, so daß es für alle Großförderanlagen die Regel bildet. Als Haspel kann ein gewöhnlicher Schlepperhaspel (Ziff. 94) verwandt werden; er wird der Raumerparnis wegen meist unter der Firste verlagert.

Bei geringeren Ansprüchen an die Leistungsfähigkeit kann man mit der Hälfte der Spitzkehren, Kettenbahnen und Umtriebe auskommen; man muß dann auf der Ablaufseite eine Sammelweiche einschalten, um alle Wagen wieder in ein Gleis zu bringen.

**226. — Beurteilung der Hilfseinrichtungen für den Wagenwechsel.** Die in den Ziffern 212 und 220 u. f. beschriebenen Einrichtungen für Wagenwechsel und Wagenumlauf an Hängebank und Füllort haben sich gut bewährt und sind in großem Umfange in Betrieb, da sie bei erheblicher Verringerung der Anschlägermannschaft eine flotte Förderung ermöglichen.

Die maschinellen Aufschiebevorrichtungen sind in der Anlage teuer, beanspruchen eine sorgfältige Wartung und Unterhaltung und verbrauchen außerdem Betriebskraft. Andererseits können sie nach Belieben betätigt werden, ihre Handhabung kann sich also den jeweiligen Erfordernissen, insbesondere z. B. dem Zustande und der Beladung der Wagen, gut anpassen; auch leidet ihre Betätigung nicht durch Gebirgsbewegungen.

Die selbsttätigen Auf- und Ablaufvorrichtungen sind einfacher herzustellen und verursachen keine oder nur unerhebliche Verschleiß- und Kraftkosten, da die zur Überwindung des Gefälles nötige Kraft entweder bereits von den Lokomotiven, Seilförderungen usw. oder durch langsam laufende Hilfsketten- oder Seilförderungen mit geringem Kraftbedarf geliefert wird. Sie haben aber den Übelstand, daß das Gefälle nur für einen bestimmten Wagenwiderstand gerade geeignet ist. Wird der Widerstand größer oder das Gewicht der Wagen kleiner, so laufen diese zu langsam, während im entgegengesetzten Falle die Wagen durchgehen und Unfälle möglich sind oder Bremsvorrichtungen eingebaut werden müssen, die nicht immer zuverlässig arbeiten und infolge der Stöße das Verstreuen von Fördergut zur Folge haben, auch die Wagen beschädigen können. Insbesondere ergeben sich hier bei der Bergförderung Schwierigkeiten, namentlich wenn Berge in die Grube gefördert werden sollen und so Bergewagen abwechselnd mit leeren Wagen zum Ablauf gebracht werden müssen. Außerdem eignen sich diese Vorrichtungen nicht für unruhiges Gebirge, das die künstlich hergestellten Höhenunterschiede durch seine Bewegungen abschwächt oder verstärkt.

Im allgemeinen sind grundsätzlich für das Füllort maschinelle, für die Hängebank Gefällevorrichtungen geeigneter, da am Füllort die Unfallgefahr durch durchgehende Wagen größer ist und auch mit Bewegungen im Gebirge gerechnet werden muß, wogegen an der Hängebank längere Ablaufwege mit Gefälle erwünscht sind, damit die Wagen noch durch die verschiedenen Wipper laufen können. Doch wendet man heute meist beide Hilfsmittel gleichzeitig an, um ihre Vorteile zu verbinden und ihre Nachteile wechselseitig abzuschwächen.

Die durch den mechanischen Wagenumlauf ermöglichte Ersparnis an Anschlägern kommt verstärkt zur Geltung, wenn mehrere Anschlagbühnen zur gleichzeitigen Abfertigung verschiedener Gestellabteilungen vorgesehen werden.

#### **d) Leistungen und Kosten bei der Schachtförderung.**

**227. — Die Förderleistungen bei der Schachtförderung** hängen gemäß der Gleichung für die zweitrümmige Pendelförderung von der Nutzlast, der Schachttiefe, der Fördergeschwindigkeit und der Länge der Pausen für den Wagenwechsel ab. Den stärksten Einfluß übt, wie auch aus Abb. 677 auf

S. 571 erhellt, die Vergrößerung der Nutzlast aus, da sie im Zähler der Gleichung allein auftritt, während die anderen Größen jeweils nur einen Teil des Nenners bilden. Jedoch ist der bereits erwähnte Zusammenhang zwischen der Zunahme der Nutzlast und der Länge der Pausen zu berücksichtigen, der am schwächsten bei der Gefäßförderung, am stärksten bei der Gestellförderung dann hervortritt, wenn diese die Mehrlast nicht durch größere Wagen, sondern durch eine erhöhte Wagenzahl erreicht.

Unbestritten ist der Vorsprung an Leistungsfähigkeit, den die Gefäßförderung vor der Gestellförderung hat und der auf der größeren Nutzlast, auf der Abkürzung der Pausen und auf der (in der Regel nicht ausgenutzten) Möglichkeit einer größeren Fördergeschwindigkeit wegen des ruhigeren Ganges der Gefäße im Schachte beruht.

Da die einzelnen Größen der Gleichung für die Stundenförderleistung voneinander wieder abhängig sind, so ergeben sich ziemlich verwickelte Zusammenhänge. Es soll daher auf eine umfassende Übersicht über die erzielbaren Förderleistungen verzichtet und nachstehend nur eine Zusammenstellung einiger Beispiele gegeben werden, aus denen die Bedeutung der einzelnen Größen hervorgeht und die rechnerisch erreichbaren Stundenleistungen in  $t$  und in  $t_{km}$  zu entnehmen sind. Für diese Zahlentafel ist mit einer Beschleunigung von  $0,6 \text{ m/s}^2$  und einer Verzögerung von  $1,0 \text{ m/s}^2$  gerechnet worden.

Die erzielbare Durchschnittsgeschwindigkeit hängt in gewissem Umfange wieder von der Schachtteufe ab, indem die Beschleunigungs- und Verzögerungsabschnitte (vgl. Abb. 678 auf S. 571) bei größeren Schachtteufen einen geringeren Anteil am Gesamtförderwege haben und daher dann sich längere Zeitabschnitte mit der Höchstgeschwindigkeit ergeben, so daß die Durchschnittsgeschwindigkeit auch bei geringerer Höchstgeschwindigkeit größer werden kann als bei geringeren Teufen (vgl. die Förderbeispiele II und III in nachstehender Zahlentafel; auch der Vergleich der Beispiele III und V zeigt diesen Zusammenhang, da im Beispiel V die Durchschnittsgeschwindigkeit trotz geringerer Höchstgeschwindigkeit die gleiche ist wie im Beispiel III).

Die erreichbare Höchstgeschwindigkeit ist von der Teufe noch insofern abhängig, als man mit Rücksicht auf Maschine und Seil die Beschleunigung zu Anfang und die Verzögerung am Schlusse des Treibens in gewissen Grenzen halten muß und daher in flachen Schächten auch bei dreieckigem Förder-schaubild, d. h. Fortfall des Förderabschnittes mit gleichbleibender (Höchst-) Geschwindigkeit, die letztere eine gewisse Größe nicht überschreiten kann (s. Beispiel I).

Beispiel		I	II	III	IV	V
H	m . . . .	200	500	800	1000	1000
$v_{\max}$	m/s . . . .	10 <sup>1)</sup>	18	16	20	15
$v$ (Durchschnitt)	m/s . . . .	6,0	9,7	11,6	13,1	11,6
$t$	s . . . .	25	35	40	35 <sup>2)</sup>	15
N	t . . . .	4	6	8	10	12
stündliche	{ t . . . .	247	250	264	323	427
Förderleistung	{ $t_{km}$ . . .	49,4	125	211	323	427

1) Rechnerisch mögliche Höchstgeschwindigkeit 12,2 m.

2) Größere Förderwagen angenommen.

Die vier ersten Beispiele beziehen sich auf die Gestellförderung, das Beispiel V behandelt eine Gefäßförderung. Die ersten drei Beispiele zeigen, wie man die wachsende Teufe durch die Steigerung der Fördergeschwindigkeit und der Nutzlast ausgleichen kann. Das Beispiel IV läßt erkennen, daß eine Gestellförderung bei 1000 m Teufe die drei Möglichkeiten der Erhöhung der Höchstgeschwindigkeit und der Nutzlast und der Verkürzung der Pausen zusammen ausnutzen muß, wenn eine Steigerung der Förderleistung, wie sie gemäß Ziff. 176 für tiefe Schächte wirtschaftlich notwendig wird, erzielt werden soll. Beispiel V stellt die Leistungsfähigkeit der Gefäßförderung ins Licht, die trotz geringerer Fördergeschwindigkeit eine wesentlich höhere Stundenleistung zu erzielen gestattet.

Als Betriebsbeispiele für besonders große Förderleistungen seien nachstehend noch die Hauptzahlen für den Schacht Emil Kirdorf der Zeche Minister Stein bei Dortmund und für die New-Orient-Mine in Süd-Illinois (Vereinigte Staaten von Amerika) wiedergegeben:

	Schachanlage	
	Minister Stein	New Orient
Art der Förderung . . . . .	Gestellförderung	Gefäßförderung
Nutzlast in Kohlegewicht t . . . . .	9 (3 Gestellabteilungen für je 4 Wagen mit je 750 kg Ladegewicht)	10,3
Teufe m . . . . .	380	185
Stundenleistung in $\left\{ \begin{array}{l} t \\ tkm \end{array} \right.$ . . . . .	500 190	1370 254

Den vorstehend errechneten und nachgewiesenen Stundenleistungen entsprechen nun nicht ohne weiteres die Schichtleistungen. Diese hängen vielmehr wieder ab einerseits von der Ausnutzungsmöglichkeit der Schachtförderung und andererseits von den in den Kauf zu nehmenden Betriebsstörungen durch Entgleisen von Wagen, durch Beschädigungen an den Aufschiebvorrichtungen, Sperren oder Bremsen, durch mißverständene Signale, durch Entgleisen oder gegenseitiges Fassen der Fördergestelle im Schachte, Abrollen von Wagen vom Korbe u. dgl. Für die Ausnutzung ist wiederum die Leistungsfähigkeit der Streckenförderung und die Sicherung der sofortigen Aufnahme der Schachtförderung bei Beginn der Schicht durch die Wagenspeicherung am Füllort wichtig, da bei begrenzter Leistung der Fördermaschine oder nicht vollständig lotrecht im Schachte Ausfälle in der ersten Förderstunde nicht wieder eingebracht werden können; auch wird die Ausnutzung beeinträchtigt, wenn die Förderabteilung auch zur Seilfahrt benutzt werden soll und daher die Förderung nicht während der ganzen Schicht betrieben werden kann. — Betriebsstörungen sind im allgemeinen bei der Gestellförderung leichter möglich als bei der Gefäßförderung, da bei dieser nicht nur die Einrichtungen an den Anschlägen wesentlich einfacher und betriebsicherer sind als bei der Gestellförderung, sondern auch Unfälle im Schacht wegen der im allgemeinen geringeren Fördergeschwindigkeit und des Fortfalls der Förderwagen kaum vorkommen können. Da außerdem bei Gefäßförderungen nicht alle Beschleunigungsmöglichkeiten so auf die Spitze getrieben zu werden brauchen wie bei Gestellförderungen für größere Leistungen, so kann eine Gefäßförderung auch Ausfälle durch Zurückbleiben der Streckenförderung besser wieder einbringen als eine Gestellförde-

rung. Man wird daher bei Gefäßförderungen im allgemeinen näher an die aus Stundenleistung und Stundenzahl je Schicht sich rechnerisch ergebende Schichtleistung herankommen als bei Gestellförderungen. Für die letzteren kann man im großen und ganzen, wenn man das Verhältnis zwischen rechnerisch möglicher und tatsächlich erreichter Schichtförderleistung als „Schachtwirkungsgrad“ bezeichnet, mit einem solchen von 60–75% rechnen<sup>1)</sup>. Zwei Beispiele für die verschiedene Größe

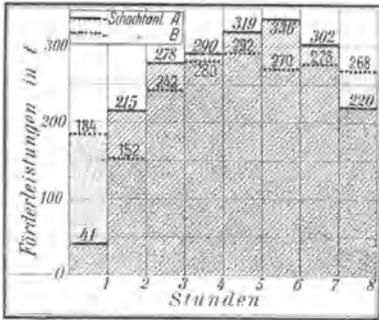


Abb. 742. Verteilung der Fördermengen auf die einzelnen Stunden bei 2 Schachtanlagen.

der in den einzelnen Förderstunden aus den Bauen zum Füllort gelangenden Fördermengen und für die entsprechend wechselnde Belastung der Schachtförderung gibt das Schaubild in Abb. 742. Die Schachtanlage A zeigt während der ersten Stunde eine starke Minderleistung infolge der in diesen Zeitabschnitt fallenden Seilfahrt. Schachtanlage B hat infolge „Vollsetzens“

gleich mit einer guten Stundenleistung einsetzen können; doch hat diese Speicherung nicht mehr für den Bedarf der zweiten Stunde ausgereicht.

Ungünstige Förderbedingungen liegen vor, wenn (wie im deutschen Kalisalzbergbau) der Absatz in den verschiedenen Jahreszeiten stark schwankt und somit die Fördermaschine, die der Höchstleistung genügen muß, in den Zeitabschnitten geringerer Förderung nur unvollkommen ausgenutzt wird<sup>2)</sup>.

**228. — Kosten der Schachtförderung.** Da die Kosten der Schachtförderung je nach den Fördertiefen und Fördermengen, der mehr oder weniger weitgehenden Heranziehung maschinenmäßiger Hilfsmittel, dem mehr oder weniger günstigen Schachtwirkungsgrad (Ziff. 227) usw. stark schwanken können und infolgedessen für den Ruhrbezirk Grenzwerte von 12 ₰ und 86 ₰ je Tonne Förderung ermittelt worden sind<sup>3)</sup>, so soll hier nur ein bestimmtes Beispiel herausgegriffen werden, das sich den Durchschnittsverhältnissen möglichst nähert, und zwar ein Schacht mit nur einer Fördermaschine, mit der aus 540 m Teufe jährlich 600000 t (das sind 2000 t täglich und etwa 140 t stündlich) gehoben werden. Die angenommene Teufe kommt der durchschnittlichen, bei 551 m liegenden<sup>4)</sup> Fördertiefe im Ruhrbezirk sehr nahe und bietet für die Rechnung den Vorteil, daß 1 t, auf 540 m gehoben, genau der Leistung von 2 PSh in gehobenem Fördergut entspricht.

Die Anlagekosten einer solchen Fördereinrichtung können ausschließlich der Kosten für Herstellung des Schachtes und des Füllortes etwa wie folgt veranschlagt werden:

<sup>1)</sup> Beispiele s. Glückauf 1926, Nr. 19, S. 629 u. f.; Dr.-Ing. P. Francke: Der Begriff des Schachtwirkungsgrades in der Förderung; — ferner in dem auf S. 358 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von F. W. Wedding, S. 1319.

<sup>2)</sup> Vgl. Kali 1925, Nr. 1, S. 1 u. f.; Dr.-Ing. Spackeler: Wechselnde Leistung der Schachtförderung.

<sup>3)</sup> S. den in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von F. W. Wedding, S. 1320, Abb. 9.

<sup>4)</sup> Nach F. W. Wedding in seinem in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz, S. 1319, Abb. 6.

Fördergerüst mit Hängebank und Wagenumlauf	250000—310000 $\mathcal{M}$
Fördermaschine mit Gebäude . . . . .	200000—250000 $\mathcal{M}$
Einstriche, Spurlatten (einschließlich Einbaulöhne)	60000— 80000 $\mathcal{M}$
Förderkörbe und Zwischengeschirre . . . . .	20000— 25000 $\mathcal{M}$
Füllortausrüstung . . . . .	40000— 60000 $\mathcal{M}$
Zusammen	570000—725000 $\mathcal{M}$

Rechnet man mit einem Durchschnittsatz von 15% für Tilgung und Verzinsung, so würde der Kapitaldienst die Tonne Kohlen mit 14,3—18,2  $\mathcal{A}$  belasten.

Löhne sind für

1. Maschinenführer,
2. Anschläger und
3. sonstige Bedienungsleute an Füllort und Hängebank sowie für
4. Schachthauer und
5. Schlosser

aufzuwenden. Legt man einen Förderbetrieb mit Aufschiebevorrichtungen und selbsttätigem Wagenumlauf an der Hängebank zugrunde, so wird man für die Posten 1.—3. mit 11—13 Mann je Schicht oder 22—26 Mann in der Doppelschicht auskommen können, deren jährlicher Lohn einschließlich sozialer Aufwendungen mit 60000—70000  $\mathcal{M}$  angenommen werden soll. Rechnet man dazu 4 Schachthauer und 3 Schlosser mit jährlich 20000 bis 22000  $\mathcal{M}$ , so ergibt sich ein Lohnaufwand von insgesamt 13,3—15,3  $\mathcal{A}$ /t.

Für den Kraftbedarf der Fördermaschine möge Dampfbetrieb angenommen werden. 1 PSh in gehobener Kohle (Schacht-Pferdekraftstunde) erfordert etwa 15—24 kg Dampf. Rechnet man mit durchschnittlichen Dampfkosten von 3  $\mathcal{M}$  je Tonne Dampf, so ergeben sich jährlich 54000 bis 86400  $\mathcal{M}$ , entsprechend 9—14,4  $\mathcal{A}$  je Tonne Förderung.

Gegenüber den vorgenannten drei Hauptposten sind die weiteren Kosten für Werkstoffe, Spurlattenschmiere, für Druckluft zum Betriebe der Aufschiebevorrichtungen und für elektrischen Strom sowie für die Seile (s. Ziff. 195) von geringerem Belang. Sie können mit 50—70  $\mathcal{M}$  täglich oder mit 2,5—3,5  $\mathcal{A}$  je Tonne eingesetzt werden.

Die Instandhaltungskosten sind auf etwa 2% des Anlagekapitals, also auf 11400—14500  $\mathcal{M}$  jährlich oder auf 1,9—2,4  $\mathcal{A}$ /t zu veranschlagen.

Danach würde die Hebung einer Tonne Fördergut insgesamt kosten:

für Kapitaldienst . . . . .	14,3—18,2 $\mathcal{A}$
für Löhne . . . . .	13,3—15,3 $\mathcal{A}$
für Betriebskraft . . . . .	9,0—14,4 $\mathcal{A}$
für Werkstoffe, Seile und verschiedene kleinere Aufwendungen . . . . .	2,5— 3,5 $\mathcal{A}$
für Instandhaltung . . . . .	1,9— 2,4 $\mathcal{A}$
Insgesamt	41,0—53,8 $\mathcal{A}$

Hierbei ist ein Ausnutzungsgrad der Förderanlage von etwa 70% angenommen. Die Kosten ermäßigen sich, wenn Ausnutzung und Leistung der Anlage steigen, da die Kosten für Verzinsung und Tilgung und in der Hauptsache auch für die Löhne unverändert bleiben. Im umgekehrten Falle steigen die Kosten.

Wenn zwei Fördereinrichtungen statt einer in dem Schachte vorhanden sind, so steigen die Anlagekosten nicht im gleichen Maße wie die Leistungsfähigkeit. Bei gleichem Ausnutzungsgrade und entsprechend erhöhter Leistung werden also die Förderkosten sinken.

Mit der Tiefe wachsen die Förderkosten nicht im gleichen Verhältnis, weil die Löhne unverändert bleiben und auch die Anlagekosten nicht entsprechend der Tiefe zunehmen.

Wedding hat in dem mehrerwähnten Aufsätze auf einer allerdings etwas abweichenden Rechnungsgrundlage einen Mittelwert von 36  $\text{₰}/\text{t}$  und eine Zunahme um 4 bzw. 8  $\text{₰}$  je 100 m Schachttiefe innerhalb der Teufenbereiche 400—700 m und 700—1000 m errechnet.

Wie aus der obigen Zusammenstellung der Förderkosten je Tonne hervorgeht, sind unter den Verhältnissen des Ruhrbezirks in erster Linie die Kosten für Verzinsung und Tilgung und für die Löhne ausschlaggebend.

Mit elektrischem Strom betriebene Förderanlagen sind in der Anlage etwa 30% teurer. Wenn auch die Betriebskraftkosten der Dampffördermaschinen verhältnismäßig hoch sind, so werden doch, wenn man nur die Schachtförderung in Rechnung stellt, die hier durch Verwendung des elektrischen Stromes zu machenden Ersparnisse in der Regel nicht hinreichen, um die höheren Kosten für Verzinsung und Tilgung aufzuwiegen. Anders sind die Verhältnisse in Bergbaubezirken zu beurteilen, die mit hohen Kohlenpreisen rechnen müssen.

Was schließlich die Gefäßförderung angeht, so steht sie im Steinkohlenbergbau für Hauptförderschächte noch nicht genügend in Anwendung, um gut begründete Erfahrungszahlen mitteilen zu können. An sich sind für diese Art der Förderung nicht unerheblich geringere Kosten zu erwarten, weil die Anlagekosten über Tage wesentlich niedriger ausfallen und sich außerdem die Ausgaben für Kraftbedarf, Löhne und Instandhaltung erheblich verringern.

### e) Die Betätigung der Schachtförderung<sup>1)</sup>.

#### 1. Gestellförderung mit Seil.

##### *α) Trommelförderung.*

**229. — Wesen der Trommelförderung.** Die Förderung mit Hilfe von Seiltrommeln oder Seilkörben geht auf die uralte Förderung mit dem Haspelrundbaum zurück. Das Seil ist mit einem Ende an der Trommel befestigt; für jedes Fördertrumm ist also ein Seil erforderlich. Die Gestalt der Seilkörbe kann mit Rücksicht auf die Ausgleichung des Seilgewichtes (Ziff. 235 u. f.) verschieden sein. Damit die Seile nicht zu stark auf Biegung beansprucht werden, soll bei stärkerer Seilbelastung der Trommelhalbmesser nicht unter das 800 fache des Drahtdurchmessers herabgehen.

Die Trommelförderung kann für beliebige Förderlasten und -teufen Verwendung finden, stößt aber bei größeren Teufen auf Schwierigkeiten infolge der Größe der zu bewegenden Trommelgewichte, die sich für zwei Trommeln von 6—8 m Durchmesser zwischen etwa 55 und 95 t bewegen, wogegen für die weiter unten (Ziff. 237 u. f.) zu besprechende Treibscheibenförderung nur ein Gewicht von 25—40 t für die Treibscheibe einzusetzen ist.

<sup>1)</sup> Vgl. hierzu das auf S. 483 in Anm. <sup>1)</sup> angeführte Buch von Dr. H. u. C. Hoffmann, S. 201 u. f.; — ferner das auf S. 563 in Anm. <sup>2)</sup> angeführte Buch von Bansen-Teiwes.

**230. — Bedeutung der Ausgleichung des Seilgewichtes.** Das Seilgewicht ist für einigermaßen tiefe Schächte heute von großer Bedeutung, die mit der Tiefe sehr schnell zunimmt. Beispielsweise macht unter den der Zahlentafel auf S. 570 zugrunde gelegten Annahmen bei 1000 m Teufe das Seilgewicht schon bei der Gefäßförderung 158 %, bei der Gestellförderung aber sogar 190 % der Nutzlast aus und beträgt rd. 41,5 % der Gesamtbelastung der Fördermaschine durch die im jeweiligen Fördertrum hängenden Gewichte.

Dazu tritt nun noch erschwerend hinzu, daß das auf die Fördermaschine wirkende Seilgewicht sich fortwährend ändert, da im Anfange des Treibens die ganze Seillast sich auf der Seite des vollen Fördergestelles befindet, in der Mitte beide Seiltrumme mit gleichem Gewicht ziehen und am Schlusse das niedergehende Seilstück mit seinem vollen Gewicht entlastend wirkt. Diese starken Schwankungen in der Belastung (bei den obengenannten Beispielen 25 200 bzw. 30 400 kg) nötigen zur Beschaffung unverhältnismäßig teurer und schlecht ausgenutzter Fördermaschinen und erschweren deren Führung bedeutend.

**231. — Unterseil**<sup>1)</sup>. Das einfachste Mittel zur vollkommenen Ausgleichung des Seilgewichtes ist das Unterseil, d. h. ein Seil, das mit den beiden Enden unter den beiden Fördergestellen befestigt wird und dessen Schleife bis zum Schachttiefsten reicht (Abb. 686 auf S. 581, Abb. 745 auf S. 639). Es ist ohne weiteres klar, daß, wenn ein solches Seil das gleiche Gewicht für das laufende Meter hat wie die Förderseile, in jedem Augenblicke auf beiden Seiten der Seiltrommel genau die gleichen Seillasten wirken. Als Unterseile kommen in erster Linie Flachseile in Betracht, die sich durch große Biegsamkeit und durch Fehlen des Dralles auszeichnen. Doch können in vielen Fällen auch abgelegte Rundseile noch als Unterseile Verwendung finden, da manche Mängel, die zu ihrer Ablegung geführt haben — z. B. Verkürzung bei Trommelseilen infolge des regelmäßigen Abhauens des unteren Seilstückes, starke Verschlechterung des Seiles im Einband bei Treibscheiben-seilen, Lockerung des Seilgefüges mit entsprechendem starkem Verschleiß in den Rillen der Seil- und Treibscheiben u. dgl. — ihre Weiterbenutzung als Unterseile noch nicht ausschließen<sup>2)</sup>. Allerdings muß bei Rundseilen der durch den inneren Drall und die scharfe Umbiegung in der Seilbucht im Schachttiefsten bedingten Neigung zum Klankenwerfen durch entsprechende Führung Rechnung getragen werden.

Das Unterseil kann am Boden des Förderkorbes oder unmittelbar am Förderseil aufgehängt werden. In beiden Fällen ist für freie Drehbarkeit zu sorgen, damit die inneren Spannungen im Seil sich jederzeit ausgleichen können. Außerdem werden vielfach Federn zwischengeschaltet, um die beim Anheben des Förderkorbes und bei Geschwindigkeitschwankungen während des Treibens eintretenden Stöße abzumildern. Eine Aufhängung am Boden des Förderkorbes veranschaulicht Abb. 743 (Bauart Kellner & Flothmann in Düsseldorf). Die Kausche *K* des Unterseiles hängt in einem Ringbolzen *a*, dessen oberer Gewindekopf eine Mutter *b* trägt, die sich durch Vermittelung

<sup>1)</sup> Näheres s. Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1913, S. 19 u. f.; Spakeler: Wirkung und Ausführung der Unterseile.

<sup>2)</sup> Glückauf 1920, Nr. 34, S. 266 u. f.; H. Herbst: Die Verwendung abgelegter Förderseile als Unterseile.

einer Lagerschale auf dem Kugellager *c* frei drehen kann. Das Ganze ist durch die aufgeschraubte Glocke *d* in einen mit Schmiere gefüllten Behälter eingeschlossen; die Glocke kann durch Angreifen an dem Vierkant *e* auf- und abgeschraubt werden. Der Verlust von Schmiere nach unten hin wird dadurch verhütet, daß die untere Lagerschale des Kugellagers einen um den Schaft des Ringbolzens herum nach oben gehenden Lagerhals bildet. Das Lager hängt mittels des Bolzens *f*<sub>1</sub> drehbar in den am Boden des Förderkorbes aufgehängten Laschen *g*, die ihrerseits noch um den Bolzen *f*<sub>2</sub> schwingen können.

Die unmittelbare Aufhängung des Unterseiles am Förderseil bietet den Vorteil, daß sie den Förderkorb sowohl vom Gewicht des Unterseiles als auch von den bei der Förderung eintretenden Stößen im Unterseil entlastet.

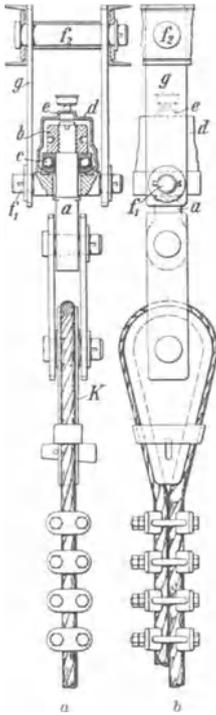


Abb. 743 a und b. Unterseil-Aufhängung.

Auch die Aufsetzvorrichtungen haben bei dieser Aufhängung nur die Last des Förderkorbes zu tragen. Die gleiche Entlastung tritt für die Fangvorrichtung in dem Falle ein, daß nicht das Förderseil, sondern ein Zwischengeschirrtteil bricht. Die Verbindung zwischen Unter- und Förderseil kann durch den Förderkorb hindurch oder um ihn herum erfolgen. Die erstere Aufhängung ist einfacher, aber nur dann durchzuführen, wenn mit je 2 Wagen nebeneinander gefördert oder (bei Förderung mit hintereinander stehenden Wagen) von beiden Seiten aufgeschoben wird. Sie ist auch für die Seilfahrt störend. — Eine Aufhängung mit Umführung nach der Bauart der Deutschen Maschinenfabrik A.-G. zeigt in ihren Grundzügen Abb. 744. Der Förderkorb wird durch Vermittelung des Knotenbleches *z* von der Königstange *s* getragen, während das Unterseil mittels des Bundes *b* und der Feder *f* auf dem Querstück *t* ruht, das seinerseits

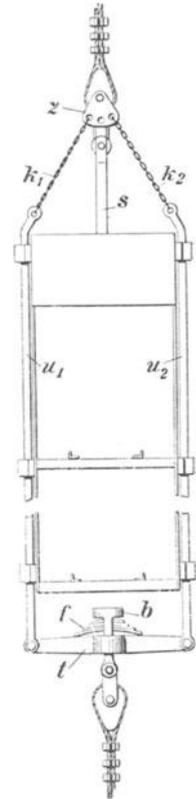


Abb. 744. Unterseil-Aufhängung unmittelbar am Förderseil mittels Umführung.

mit Hilfe des Umführungsgestänges *u*<sub>1</sub> *u*<sub>2</sub> und der Ketten *k*<sub>1</sub> *k*<sub>2</sub> unmittelbar an dem Knotenblech *z* hängt.

Im Schacht tiefsten kann das Unterseil über eine Nutscheibe geführt werden. Diese darf dann aber, da mit dem Längen des Seiles und mit Stößen während der Förderung gerechnet werden muß, nicht fest eingespannt werden, sondern muß durch Gewichtsbelastung nach unten gezogen und in einer Gleitführung mit Hilfe eines Schlittenrahmens geführt werden, so daß sie sich

während der Förderung auf und ab bewegen kann. Da jedoch mit dem Auspringen des Seiles aus der Nut gerechnet werden muß, so begnügt man sich meistens mit einer einfachen Führung durch eine Reihe von Einstrichen nach Abb. 745. Die Beanspruchung des Unterseiles durch die Umbiegung im Schachttiefsten ist naturgemäß bei breiten Fördergestellen mit Nebeneinanderstellung der Wagen geringer als bei schmalen Gestellen, weil der Abstand der Gestellmittelpunkte im ersteren Falle entsprechend größer ist als im zweiten.

**232. — Besondere Ausführungen der Unterseil-Ausgleichung.** Wegen der ungünstigen Beanspruchung der Unterseile durch die scharfe Umbiegung im Schachttiefsten, namentlich bei schmalen Förderkörben, hat man die Verwendung von 2 Unterseilen an Stelle eines einzigen vorgeschlagen<sup>1)</sup>. Diese werden schräg von der vorderen Seite des einen Förderkorbes nach der hinteren des anderen geführt, wobei die Umbiegung des einen Unterseiles unter der des anderen hergeführt werden muß. Der Biegungshalbmesser wird dadurch wesentlich vergrößert; auch sind naturgemäß die Seile an sich wegen ihrer geringeren Dicke erheblich biegsamer. Außerdem ist anzunehmen, daß bei starken Stoßbeanspruchungen während der Förderung nur das eine Seil reißen wird und somit die durch Reißen des Unterseiles herbeigeführten Beschädigungen, Betriebsstörungen und Kosten stark verringert werden. Andererseits ist das Anbringen und Überwachen von 2 Unterseilen umständlich.

Um die Belastung von Förderkorb nebst Seil und Maschine durch das Gewicht des Unterseiles zu verringern, verzichtet man vielfach auf eine vollständige Ausgleichung, indem man ein Unterseil von geringerem Gewichte als das des Förderseiles benutzt.

Bei größeren Förderanlagen ist aber umgekehrt die Verwendung von Unterseilen zu befürworten, die schwerer als die Förderseile sind<sup>2)</sup>. Man erzielt dadurch schon bei kleinen Gewichtsunterschieden (300—500 kg) den Vorteil, daß das Anfahren der Maschine und ebenso ihr rechtzeitiges Stillsetzen am Schlusse des Treibens nicht unerheblich erleichtert wird und an Betriebskraft gespart werden kann.

**233. — Beurteilung des Seilausgleichs mit Unterseil.** Das Unterseil ermöglicht die denkbar einfachste Ausgleichung des Seilgewichtes. Es entlastet ferner die Fördermaschine durch die Unterstützung bei der Anfangsbeschleunigung, so daß diese verbilligt und ihr Kraftbedarf verringert wird.

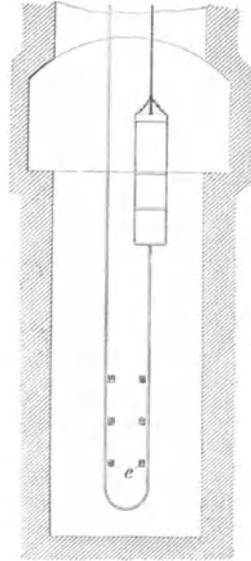


Abb. 745. Führung des Unterseiles im Schachttiefsten.

<sup>1)</sup> Glückauf 1911, Nr. 17, S. 660; Kaltheuner: Gekreuzte Unterseile. — ferner ebenda 1913, Nr. 4, S. 141 u. f.; Rossenbeck: Versuche mit gekreuzten Unterseilen.

<sup>2)</sup> Glückauf 1911, Nr. 45, S. 1774; Verwendung schwerer Unterseile bei der Schachtförderung.

Auf der anderen Seite sind aber auch erhebliche Nachteile nicht zu verkennen. Zunächst wird die auf Fördergerüst und Seilscheiben wirkende statische Gesamtlast erheblich vergrößert, was zu einer entsprechenden Verstärkung und Verteuerung dieser Bauteile führt. Außerdem werden Förderkörbe und Zwischengeschirrtteile (außer bei entlastender Aufhängung des Unterseiles nach Abb. 744) stark beansprucht und müssen deshalb entsprechend kräftiger und schwerer ausgeführt werden, wodurch die tote Last noch weiter vermehrt wird. Diese vermehrte Belastung macht sich auch beim etwaigen Eingreifen der Fangvorrichtung bemerkbar, da diese sowie der Schachteinbau eine bedeutend größere Beanspruchung auszuhalten hat als beim Fehlen des Unterseiles. Ferner ist die Verwendung von verjüngten Förderseilen nicht möglich, da ja das Seil in allen Querschnitten stets die gleiche Belastung zu tragen hat. Dazu kommt die Unmöglichkeit, die Schachtförderung für verschiedene Sohlen einzurichten; denn das sog. Umstecken des Seilkorbes der Fördermaschine, wie es vorgenommen wird, wenn von einer anderen Sohle gefördert werden soll, würde hier die Folge haben, daß die im Schachttiefsten hängende Unterseilschleife sich entsprechend verschieben müßte, was in der Regel nicht angängig ist. Erheblich sind ferner die Nachteile, die sich aus der Notwendigkeit der Überwachung, aus der möglichen Beschädigung durch Rost, Verschleiß, Stoßbeanspruchungen usw., aus dem Schlagen des Unterseiles und aus seiner großen bewegten Masse ergeben. Letztere wirkt besonders ungünstig bei plötzlichen Geschwindigkeitsänderungen des hochgehenden Fördergestelles, wie sie durch Gegendampf oder Aufwerfen der Bremse eintreten können. Es wird dann das Fördergestell nebst der bewegten Masse des Unterseiles seine Bewegung noch einen Augenblick fortzusetzen suchen und dann in das Seil zurückfallen. Da nun dieser Rückstoß durch die ganze Masse des Unterseiles verstärkt wird, ist in solchen Fällen leicht ein Abreißen des Unterseiles oder sogar des Förderseiles möglich. Bei zunehmenden Schachttiefen und Förderleistungen wachsen die durch das Unterseil verursachten Schwierigkeiten entsprechend; gerade für diese Verhältnisse ist ja aber der Seilausgleich besonders wichtig.

**234. — Nebenseile und Gegengewichte.** Man hat sich bemüht, wenigstens einen Teil der Nachteile des Unterseiles dadurch zu umgehen, daß man an Stelle eines unter den Fördergestellen befestigten Ausgleichseiles ein neben diesen durch den Schacht geführtes vorgeschlagen hat<sup>1)</sup>.

Andere Ausgleichverfahren bedienen sich besonderer Gegengewichte, die sich außerhalb des Schachtes auf und ab bewegten und deren Bewegung so eingerichtet wurde, daß sie während der ersten Hälfte des Treibens, also bis zur Begegnung der beiden Fördergestelle im Schachte, abwärts gingen und sodann wieder hochzuziehen waren<sup>2)</sup>. Bei einer auf einer Saargrube eingebaut gewordenen Seilausgleichs-Vorrichtung<sup>3)</sup> lief das Gegengewicht in einem kleinen Schächtehen und wurde mit Hilfe zweier besonderer Doppel-Spiral-

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1884, S. 239; Meinicke: Ausgleichung des Seilgewichtes bei Förderungsanlagen; — s. auch die 2. Aufl. dieses Bandes, S. 491, Fig. 528.

<sup>2)</sup> Vgl. z. B. das auf S. 588 in Anm. <sup>1)</sup> angeführte Buch von Futers, Bd. I, S. 156; — ferner Haton de la Goupillière: Cours d'exploitation des mines (Paris, Dunod), 2. Aufl., vol. II, 1907, S. 1384 u. f.

<sup>3)</sup> S. die 2. Aufl. dieses Bandes, S. 492.

trommeln bewegt, die auf die verlängerte Achse der Seilkörbe der Fördermaschine aufgekeilt waren.

Alle diese Ausgleichsvorrichtungen haben das Unterseil nicht ersetzen können, da sie umständlich sind und doch immer nur für einen bestimmten Förderzustand — nach Teufe und Gewichtsverhältnissen — berechnet sein können.

**235. — Ausgleichung durch Gleichheit der statischen Momente.** Andere Seilausgleichungen gründen sich darauf, daß das größte Seilgewicht am kleinsten, das kleinste Seilgewicht am größten Halbmesser, d. h. Hebelarm, wirkt. Es wird damit eine Gleichheit der statischen Momente angestrebt. Eine solche Ausgleichung kann durch die Gestalt der Seilkörbe der Fördermaschine erreicht werden, und zwar dienen dazu die als „Bobinen“ bezeichneten Seilkörbe für Flachseile und die konischen Körbe und Spalkkörbe für Rundseile.

Bezeichnet man mit  $G$  das Gewicht des Fördergestelles nebst den leeren Wagen, mit  $N$  das Gewicht der Nutzlast, mit  $H$  die Länge des Seiles in m und mit  $\gamma$  das Seilgewicht je lfd. m, sowie mit  $r$  den kleinsten, mit  $R$  den größten Aufwicklungshalbmesser, so wirkt bei Beginn des Treibens auf den großen Halbmesser die Leerlast  $G$ , auf den kleinen Halbmesser die volle Last  $G + N + \gamma \cdot H$ , wogegen am Ende des Treibens die entsprechenden Gewichte sind:  $G + N$  und  $G + \gamma \cdot H$ . Sollen die statischen Momente im Anfang und am Ende<sup>1)</sup> einander gleich sein, so muß hiernach die Gleichung bestehen:

$$(G + N + \gamma \cdot H) \cdot r - G \cdot R = (G + N) \cdot R - (G + \gamma \cdot H) \cdot r.$$

Ein allen solchen Hilfsmitteln gemeinsamer Nachteil ist die verschiedenartige Bewegung der Förderkörbe am Füllort und an der Hängebank, da diese bei gleichem Drehwinkel der Fördermaschine ganz verschiedene Wege machen. Dadurch wird die mit Umsetzen verbundene Bedienung mehrbödiger Fördergestelle sehr erschwert.

**236. — Seilkörbe mit Ausgleichwirkung.** Auf die Bobinen ist bereits früher (Ziff. 186) hingewiesen worden. Wie Abb. 746 zeigt, bestehen sie aus einem Kerne, auf den 8—12 Speichen  $a_1$  usw. geschraubt sind, die das Abfallen des sich auf den Kern  $k_1, k_2$  aufwickelnden Seiles verhüten. Durch das Übereinanderlegen der einzelnen Seilwindungen ergibt sich ohne weiteres eine Vergrößerung des Durchmessers mit abnehmender Länge des Seiles im Schachte und umgekehrt. Da nun offenbar der zwischen dem größten und dem kleinsten Durchmesser liegende und durch das Seil ausgefüllte Ringkörper gleich dem

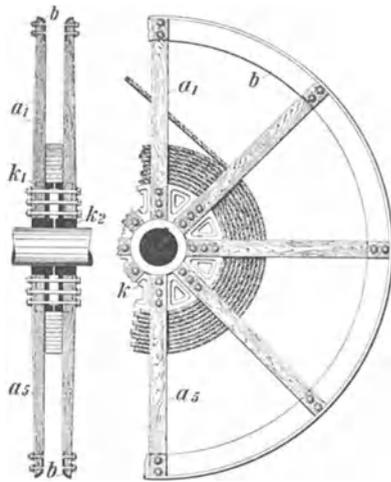


Abb. 746. Bobine.

<sup>1)</sup> Eine Ausgleichung während des ganzen Treibens läßt sich nur durch Seilkörbe erreichen, deren Oberfläche im Querschnitt eine Kurve bilden müßte, was zu große Herstellungs- und Betriebschwierigkeiten ergeben würde.

ganzen Seilinhalt ist, so tritt zu der vorhin aufgestellten Bedingungsgleichung noch die weitere:

$$\pi \cdot (R^2 - r^2) = b \cdot H,$$

wenn  $b$  die Dicke des Seiles in  $m$  bezeichnet.

Der durch solche Rechnungen ermittelte Kernhalbmesser  $r$  ergibt sich nun bei größeren Schachtteufen als ziemlich klein. Ein solcher kleinster Halbmesser bietet bei Pflanzenfaserseilen keine Schwierigkeiten, so daß mit diesen sich eine nahezu vollkommene Ausglei- chung erzielen läßt. Bei Stahl- drahtseilen dagegen wird dieser Halbmesser, da das Verhältnis zwischen ihm und der Drahtstärke nicht unter 1:800 betragen soll (s. Ziff. 229), von einer gewissen Teufe ab zu klein. Es läßt sich also mit einem Draht-Flachseil bei größeren Teufen keine vollkommene Ausglei- chung mehr erreichen. Außer- dem ändert sich mit zunehmender Teufe das Verhältnis der Halbmesser, so daß die für eine bestimmte Teufe berechnete Ausglei- chung nicht mehr vollkommen ist.

Im deutschen Bergbau werden Bobinen wegen der Nachteile der Stahl- Flachseile (vgl. Ziff. 186) nur noch für Abteuffördermaschinen verwendet.

Für die Ausgleichwirkung bei Rundseilen kommen im Gegensatz zu den

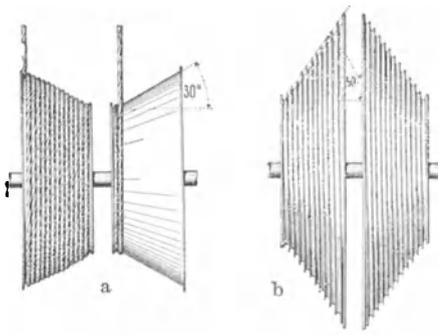


Abb. 747 a und b. Konische und Spiral-Seilkörbe.

Bobinen nur solche Seilkörbe in Betracht, bei denen sich das Seil in nebeneinander liegenden Windungen aufwickeln kann, wie die Abbildungen 747 a und b erkennen lassen. Bei einem Bö- schungswinkel der Trommelober- fläche gegen die Achse bis zu 30° kommt man ohne besondere Vor- kehungen aus, indem das Seil sich in nebeneinander liegenden Windungen ohne weiteres auf- und abwickelt. Man bezeichnet solche Seilkörbe als „konische“ (Abb. 747 a). Bei stärkeren Bö-

schungswinkeln dagegen erhält man die sog. „Spiralkörbe“, die ihren Namen daher haben, daß auf die Seiltrommel-Oberfläche spiralig verlaufende Rillen (Abb. 747b) aufgenietet sind, in die sich das Seil hineinlegt. Man geht hier bis zu einem Winkel von etwa 60°.

Eine einigermaßen befriedigende Ausglei- chung läßt sich für größere Teufen und Lasten nur mit Spiralkörben erreichen; bei den konischen Seilkörben ist der Unterschied zwischen den Hebelarmen zu gering. Jedoch gestatten schon bei verhältnismäßig geringen Teufen auch die Spiralkörbe nicht mehr die volle Ausnutzung der ausgleichenden Wirkung, da sie in diesem Falle entweder zu große Höchstdurchmesser erhalten oder zu breit werden würden.

Aber auch an und für sich sind die Spiralkörbe mit erheblichen Mängeln behaftet. Zunächst treten wegen ihrer größeren Breite durch den schrägen Zug der Seile nach den Seilscheiben hin Seitenkräfte auf, die leicht zu einem Abspringen der Rillen-Nieten führen. Ferner ergeben sich infolge der großen Gewichte der Spiralkörbe schwere, teure und schwer zu lenkende

Fördermaschinen. Man hat sich bemüht, einen Teil dieser Übelstände durch getrennte Verlagerung der Spiralkörbe auf zwei hintereinander liegenden Achsen zu beheben. Dadurch erreicht man den Vorteil einer geringen Belastung der Achsen sowie denjenigen einer schmaleren Bauart der Fördermaschine. Doch wird dadurch die Maschine nicht billiger und das Gewicht der bewegten Massen nicht kleiner. Im übrigen ist auch noch zu berücksichtigen, daß die Spiralkörbe die unvermeidlichen Nachteile der Bobinen — Schlagen der Seile infolge wechselnder Geschwindigkeit und Erschwerung der Bedienung der Förderkörbe — teilen. Das Schlagen der Seile ist aber hier besonders unerwünscht, da es leicht zu ihrem Herausspringen aus den Rillen führen kann, und das umständliche Umsetzen der Förderkörbe an den Anschlagstellen führt zu häufiger Hängeseilbildung, die für Alobandseile belanglos, für Stahlrundseile aber sehr schädlich ist. Daher haben Spiralkörbe im deutschen Bergbau nur in beschränktem Maße Eingang finden können und sind hier heute kaum noch in Gebrauch. Jedoch verdient die Tatsache Erwähnung, daß gerade die für die tiefsten Schächte der Erde gebauten Fördermaschinen im Kupferbergbau am Oberen See (Vereinigte Staaten von Amerika) und im südafrikanischen Golderzbergbau sich des Seilgewichts-Ausgleichs durch Spiralkörbe bedienen; allerdings sind diese hier mit zylindrischen Mittelstücken gebaut worden, um ihre Nachteile abzuschwächen<sup>1)</sup>. Die Bergwerksgesellschaft City Deep Ltd. in Südafrika hat z. B. für ihren Schacht Nr. 4 eine Fördermaschine mit zylindro-konischen Seiltrommeln beschafft, die aus 1350 m Teufe fördern soll und deren Trommeln bei 5,3 m kleinstem und 10,6 m größtem Durchmesser insgesamt 350 t wiegen<sup>2)</sup>.

### β) Treibscheibenförderung.

237. — **Vorbedingungen für die Förderung mit Treibscheibe.** Die Treibscheibenförderung (Koepe-Förderung) wurde zum ersten Male im August 1877 vom Bergwerksdirektor Koepe auf der Schachanlage Hannover in Betrieb genommen<sup>3)</sup>. Bei dieser Förderung erfolgt die Bewegung des Seiles lediglich durch Reibung. Infolgedessen ist nur ein Seil erforderlich, an dem beide Fördergestelle hängen. Für die Berechnung der für die Übertragung der Antriebskraft auf das Seil erforderlichen Reibung<sup>4)</sup> gelten grundsätzlich die gleichen Erwägungen wie bei den Treibscheiben für die Streckenförderung mit Seil ohne Ende; nur tritt bei der Schachtförderung das Gewicht der im Schachte hängenden Massen an die Stelle der bei der Streckenförderung künstlich erzeugten Spannung (Ziff. 103). Doch spielt bei der Schachtförde-

<sup>1)</sup> S. auch Rev. de l'ind. minér. 1923, Nr. 69, S. 597 u. f.; M. Berthold: Machines d'extraction à tambour bicylindro-conique; — ferner ebenda 1924, Nr. 83, S. 271 u. f.; L. Lahoussay: Les machines d'extraction à tambours bicylindroconiques; — ferner Coll. Guard. 1926, Nr. 3401, S. 550 u. f.; J. Parker: The adjustment of ropes on bi-cylindro-conical drums.

<sup>2)</sup> S. Elektrotechnische Zeitschrift 1930, Heft 36, S. 1294; Dr.-Ing. W. Philipp: Anforderungen und Fortschritte beim Bau elektrischer Fördermaschinen.

<sup>3)</sup> Glückauf 1928, Nr. 35, S. 1173 u. f.; Dr. Fr. Schmidt: 50 Jahre Koepe-förderung.

<sup>4)</sup> Näheres s. in dem auf S. 483 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Buch von Dr. H. u. C. Hoffmann, S. 212 u. f.; — ferner Glückauf 1925, Nr. 28, S. 853 u. f.; W. Weih: Seilrutsch bei der Treibscheibenförderung.

rung die Bekämpfung des Rutschens des Seiles, die bei der Streckenförderung nicht wichtig und auch nicht schwierig ist, eine erhebliche Rolle, da sie für die Sicherheit von wesentlichem Belang ist. Und zwar handelt es sich einmal um die Verhütung kleiner Verschiebungen des Seiles auf der Treibscheibe, wie sie bei zu raschem Anfahren auftreten können, und andererseits um Maßnahmen gegen das vollständige Durchrutschen des Seiles, wie es z. B. bei starker Überlast auf der einen Seite und plötzlichem Bremsen zu befürchten ist<sup>1)</sup>. Zu berücksichtigen ist dabei auch die Erscheinung, daß das Seil sich auf der Treibscheibe nach der Zugseite hin allmählich längt und infolgedessen das Bestreben hat, gewissermaßen langsam über die Scheibe „hinwegzukriechen“, woraus gleichfalls eine Verschiebung zwischen Treibscheibe und Seil folgt.

Ein wesentliches Hilfsmittel gegen den Seilrutsch stellt das langsame Anfahren dar, indem man mit Beschleunigungen von nicht mehr als 0,6—0,8 m/s<sup>2</sup> arbeitet. Da sich dann aber eine bei größeren Tiefen und stärkeren Ansprüchen an die Förderleistung sehr unliebsam empfundene Verzögerung der durchschnittlichen Fördergeschwindigkeit ergibt, so nimmt man noch folgende weiteren Maßnahmen zu Hilfe, um schneller anfahren zu können:

1. Erhöhung der Reibungsziffer  $\mu$  durch Einlagen von hohem Reibungswert in die Nut der Treibscheibe; als solche kommen in Betracht: Holz (namentlich Ulmenholz) in Hirnholzstellung und quer zur Faser, Leder, Gummi (auch vereinigt nach dem Verfahren der Firma J. Becker in Mülheim/Ruhr) u. dgl. Die durch solche Einlagen zu erzielenden Reibungsziffern ergeben sich nach Versuchen von H. Herbst<sup>2)</sup> aus nachstehender Zusammenstellung:

**Reibungszahlen für Gleichschlagseile von 48 mm Durchmesser.**

Rillenfutter	Zustand			
	trocken		naß	
	Drücke je cm <sup>2</sup>		Drücke je cm <sup>2</sup>	
	6 kg	12 kg	6 kg	12 kg
Leder, lohgar . . . . .	0,18	0,12	0,21	0,19
Baumwollgewebe . . . . .	0,37	0,38	0,56	0,48
Ulmenholz, quer zur Faser . . . . .	0,58	0,58	0,59	0,55
Gummi mit Gewebe-Einlagen . . . . .	0,58	0,52	0,67	0,62
Pappe . . . . .	0,62	0,58	0,55	0,50
„Ferodo“ (s. oben, Ziff. 150) . . . . .	0,64	0,57	0,61	0,56
Gummi . . . . .	1,04	0,59	0,71	0,62

Bei Kreuzschlagseilen ergeben sich im allgemeinen etwas (bis zu 0,12) geringere Reibungszahlen.

Abb. 748 a und b gibt ein Beispiel für den Bau und die zweckmäßige Ausfütterung eines Treibscheibenkranzes. Der Blechkranz *a* der Treibscheibe trägt die angeschweißten Wangenbleche *b*<sub>1</sub> *b*<sub>2</sub>, die zwischen sich Raum für das Aufwickeln der Seilwindungen beim Auflegen eines neuen Seiles gemäß Ziff. 192, das sog. „Magazin“, lassen, dessen Boden durch die gleichfalls durch Schweißung hergestellten Blechkästen *c*<sub>1</sub> *c*<sub>2</sub> gebildet wird. Zwischen diesen wird durch Schrauben mit versenkten Köpfen der Holzkranz *d* festgehalten, der seiner-

<sup>1)</sup> Berichte der Versuchsgrubengesellschaft m. b. H., Nr. 3 (Gelsenkirchen, C. Bertenburg), 1931; H. Herbst: Reibungszahlen für Koescheiben.

<sup>2)</sup> Ebenda, S. 151 u. f.

seits die eingeschwalbten Futterklötze  $e$  für das Seil  $S$  aufnimmt. Die Bremsbeläge zu beiden Seiten sind mit  $f_1 f_2$  bezeichnet.

2. Vergrößerung des Umschlingungsbogens, auf dem das Seil auf der Treibscheibe aufliegt. In dieser Hinsicht ist die über dem Schacht aufgestellte „Turmmaschine“ (s. unten, Ziff. 273) der unten stehenden „Flurmaschine“ vorzuziehen, da sich bei ersterer infolge des den Abstand der beiden Seiltrumme im Schachte übersteigenden Durchmessers der Treibscheibe die Notwendigkeit ergibt, das Seil durch Gegenrollen (vgl. Abb. 644 auf S. 545 und Abb. 769 u. 770 auf S. 678) herüberzudrücken, und so ein vergrößerter Umschlingungsbogen erzielt wird.

3. Möglichst sanfte Bremswirkung durch „Schleifbremsen“ mit elastischem Bremsdruck (s. unten, Ziff. 260), wodurch eine zu plötzliche Verzögerung der Treibscheiben vermieden wird.

Außerdem wirkt jede (sonst unerwünschte) Zunahme der Totlast der Rutschgefahr entgegen, da sie den Quotienten aus den beiderseitigen Seilspannungen  $S_v : S_l$ , der ja durch die Reibung zu überwinden ist, verringert. Hier macht sich außer der Leerlast (Fördergestell + leere Wagen bzw. Fördergefäß) insbesondere auch das mit der Teufe rasch zunehmende Seilgewicht günstig bemerklich, sofern mit Unterseil gefördert wird. Rechnet man beispielsweise die Leerlast  $L$  zu 1,5 der Nutzlast  $N$  und bezeichnet man das Seilgewicht mit  $G$ , so gilt:

$$\frac{S_v}{S_l} = \frac{1,5 + 1 + G}{1,5 + G} = \frac{2,5 + G}{1,5 + G}.$$

Die hiernach sich für verschiedene Leerlast- und Seilgewichte errechnenden Größen von  $S_v : S_l$  sind nachstehend für eine Nutzlast von 6 t zusammengestellt. Die Berücksichtigung der Beschleunigung beim Anfahren vergrößert das Verhältnis, da diese  $S_v$  vergrößert und  $S_l$  verkleinert.

Seilgewicht 3 t					Seilgewicht 6 t				
Verhältnis $\frac{L}{N} =$					Verhältnis $\frac{L}{N} =$				
1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8
1,67	1,59	1,53	1,47	1,43	1,50	1,45	1,42	1,39	1,36

Wie man sieht, stellt sich das Verhältnis für die größte Leerlast ( $L : N = 1,8$ ) und das größte Seilgewicht (6 t) am niedrigsten, d. h. am günstigsten.

Daher steht in dieser Hinsicht die Gefäßförderung etwas ungünstiger da, weil bei ihr das Verhältnis  $L : N$  der linken Seite beider Hälften der Zahlentafel entspricht. Doch tritt dieser Unterschied bei wachsender Teufe rasch zurück, da er durch das zunehmende Seilgewicht in immer größerem Maße ausgeglichen wird. Im übrigen ist man ja auch bei der Gestellförderung bemüht, das Leergewicht möglichst zu verringern, da gegenüber den dadurch zu erzielenden

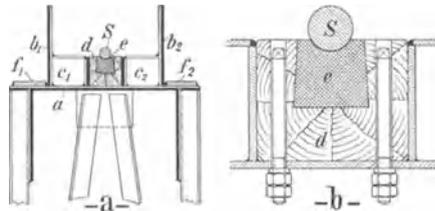


Abb. 748 a und b. Querschnitt des Kranzes einer Treibscheibe der Demag.

Vorteilen der Nachteil einer geringen Vergrößerung der Seilrutschgefahr zurücktritt.

Besondere Maßnahmen gegen den Seilrutsch werden unter Ziffer 239 besprochen werden.

**238. — Beurteilung der Treibscheibenförderung.** Die Treibscheibenförderung bietet gegenüber der Trommelförderung große Vorteile. Zunächst wird gemäß Ziff. 229 das Gewicht der bewegten Massen ganz wesentlich verringert. Dieser Unterschied wird um so mehr in die Erscheinung treten, je größer die Schachttiefe ist, da mit größerer Tiefe das Gewicht der Treibscheibe nur unbedeutend, das der Trommel dagegen, die entsprechend breiter werden muß, in mindestens gleichem Verhältnis mit der Teufe zunimmt. Daher kann bei der Treibscheibenförderung die Fördermaschine entsprechend leichter gebaut und leichter gelenkt werden. Auch der Verbrauch an Betriebskraft ist geringer. Ferner ist günstig, daß die Treibscheibe mit beiden Seilscheiben in einer Seigerebene liegen kann und infolgedessen die schädliche seitliche Ablenkung des Seiles nach den Seilscheiben hin, wie sie bei der Trommelförderung am Anfang und Ende jedes Treibens eintritt, wegfällt. Weiterhin ist man so von der Lage der Fördertrumme im Schachte wenig abhängig, da es durch die Anordnung der Seilscheiben übereinander bei ungünstigen Raumverhältnissen ohne Schwierigkeiten ermöglicht wird, die Maschine auch quer zu den Seitenwandungen der Förderkörbe aufzustellen, was bei der Trommelförderung zu einer starken Seilablenkung führen würde. Auch insofern braucht man auf die Raumverhältnisse in der Nähe des Schachtes weniger Rücksicht zu nehmen, als wegen der fehlenden Seitenablenkung des Seiles die Maschine dichter an den Schacht herangerückt oder als Turmfördermaschine (vgl. Ziff. 273) unmittelbar über diesem aufgestellt werden kann. Endlich sind auch die Seilkosten geringer (s. S. 587), da ein Seil beide Gestelle trägt und daher gut ausgenutzt wird.

Diesen Vorteilen stehen allerdings gewisse Nachteile gegenüber. Zunächst muß, wenn auch das Seil auf der Treibscheibe nicht durchrutscht, doch bei den unvermeidlichen stärkeren Stößen in der Förderung mit einem gewissen Gleiten des Seiles gerechnet werden. Dieses erschwert infolge der dadurch bewirkten unrichtigen Anzeige des Teufenzeigers die Bedienung der Fördergestelle an den Anschlägen und kann außerdem gefährlich wirken, indem eine mit dem Teufenzeiger verbundene Sicherheitsvorrichtung zu spät zum Eingreifen gebracht wird. Ferner ist zu berücksichtigen, daß beide Förderkörbe an dem gleichen Seile hängen, im Falle eines Seilbruches also beide abstürzen müssen, wenn nicht die Fangvorrichtungen rechtzeitig eingreifen.

Außerdem ist nachteilig, daß eine Prüfung des Seiles durch Abhauen des untersten Endes, wie sie bei der Trommelförderung gebräuchlich ist (s. S. 583 und 597), bei der Treibscheibenförderung nicht möglich ist, da das Seil nicht verkürzt werden darf. (Bezüglich der Förderung mit Gegenscheibe, die das Abhauen ermöglicht, vgl. Ziff. 239). Endlich ist auch wegen der Notwendigkeit des Unterseiles die Förderung von mehreren Sohlen mit einer Maschine, abgesehen von dem in Ziff. 239 zu erwähnenden Fall der Vereinigung von Förder- und Unterseil zu einem endlosen Seile, nicht in einfacher Weise möglich. Überhaupt sind die in Ziff. 233 geschilderten Mängel des Unterseiles auch solche der Treibscheibenförderung.

**239. — Abarten der Treibscheibenförderung.** Ein bereits frühzeitig geäußelter Gedanke, der auch vereinzelt zur Ausführung gekommen ist, war der, die Treibscheibenförderung als eine solche mit endlosem Seile zu betreiben. Man erzielt auf diese Weise den Vorteil, daß eine Belastung des Fördergestelles und des Zwischengeschirres durch das Unterseil vermieden wird. Ferner ist die Möglichkeit des Umsteckens in beliebiger Weise gegeben, da es zu diesem Zwecke nur notwendig ist, die Befestigung des einen Fördergestelles am Seile vorübergehend zu lösen, dieses Gestell festzulegen und nun das Seil mit dem noch daranhängenden Fördergestell so lange durchzuziehen, bis der Abstand der Fördergestelle voneinander dem neuen Sohlenabstande entspricht. Doch ist dieses Förderverfahren nur durchführbar, wenn mit Gestellen für je 2 Wagen nebeneinander gefördert oder (bei langen Förderkörben) von beiden Seiten aufgeschoben wird.

Zur vollständigen Verhütung des Gleitens zwischen Seil und Treibscheibe kann man der letzteren wie bei der Seilförderung in Strecken eine Gegenseibe vorschalten. Dieses Hilfsmittel wird angewandt bei einem amerikanischen Förderverfahren (Whiting-System), das in Deutschland durch die Gesellschaft für Förderanlagen Ernst Heckel m. b. H. eingeführt worden und z. B. auf der Schachanlage Itzenplitz im Saarbezirk und auf der Radzionkau-Grube in Oberschlesien zur Ausführung gekommen ist. Man kann dabei außerdem den wichtigen Vorteil erzielen, die Treibscheibenförderung für die Bedienung mehrerer Sohlen einzurichten, indem man die Gegenseibe auf einer Schlittenführung verschiebbar macht und je nach Bedarf dicht an die Treibscheibe heranrückt oder weiter von dieser entfernt. Außerdem ergibt sich hier die Möglichkeit, das Förderseil allmählich verkürzen, also ebenso wie bei der Trommelförderung die untersten Seilenden regelmäßig abhauen zu können.

Mit einer einzigen Scheibe kommen die Förderverfahren mit parabolischer Scheibe — insbesondere in der verbesserten Ausführung mit der Schuhkettenscheibe nach Ohnesorge — und mit Reibungstrommel aus, wie sie bereits bei der Streckenförderung (Ziff. 102) gewürdigt worden sind.

Da jedoch diese Förderverfahren mit mehreren Seilrillen durch die mehrfachen starken Kehrwendungen des Seiles dieses stark auf Biegung beanspruchen, so sind sie für dicke Förderseile weniger geeignet. Ihr Hauptverwendungsgebiet sind Förderanlagen mit kleineren Leistungen und für wenig tiefe Schächte, in denen auch die Gefahr des Gleitens des Seiles größer ist. Auch für die Gefäßförderung, bei der man wegen der kleineren Gesamtbelastung mit Seilen von geringer Stärke auskommt und für die bei Schächten mit weniger als etwa 500 m Teufe mehr mit der Möglichkeit des Seilrutsches zu rechnen ist, kommen sie in Betracht.

**240. — Anwendungsgebiet der Treibscheibenförderung.** Wie aus den vorstehenden Ausführungen zu entnehmen ist, kommen die Vorzüge der Treibscheibenförderung besonders in folgenden Fällen zur Geltung:

1. Bei der Förderung großer Massen aus tiefen Schächten. Hier ist wegen des hohen Seilgewichtes die Gefahr des Gleitens des Seiles gering und anderseits der Gewichts-, Raumbedarfs- und Preisunterschied zwischen Treibscheibe und Trommel sehr erheblich.

2. Wenn kein Bedürfnis besteht, von mehreren Sohlen abwechselnd zu fördern, oder wenn doch wenigstens die Gesamtförderung sich ohne große Schwierigkeiten auf einer Sohle vereinigen läßt, so daß ein Umstecken nicht erforderlich wird, oder wenn für jede Fördersohle eine besondere Förderanlage zur Verfügung steht.
3. Bei beschränkten Raumverhältnissen am Schachte, wo man die Fördermaschine entweder möglichst nahe an den Schacht heranrücken oder quer zur Richtung des Aufschiebens der Wagen aufstellen oder auf das Fördergerüst selbst setzen will. Solche Fälle werden besonders dort vorliegen, wo man auf einer älteren Schachtanlage nachträglich einen neuen Schacht niedergebracht hat.

*γ) Förderung mit mehreren Gestellen gleichzeitig an jedem Seile.*

**241. — Tandem-Förderung.** Für tiefe Schächte haben die amerikanischen Ingenieure Cook und Behr<sup>1)</sup> die sog. „Tandem“-Förderung vorgeschlagen. Bei diesem Förderverfahren hängen an jedem Seile 2 Gestelle, deren Abstand je gleich der halben Fördertiefe ist und deren Wagen auf einer Mittelsohle ausgetauscht werden. Durch diese an die alte Fahrkunst erinnernde Anordnung wird die Teufe gewissermaßen auf die Hälfte verringert und dadurch eine beschleunigte Förderung ermöglicht.

Die Nachteile des Verfahrens — insbesondere die erhöhten Seilsschwierigkeiten — sind aber so groß, daß ihm für deutsche Verhältnisse keine Zukunft zugesprochen werden kann.

## **2. Andere Schachtförderverfahren. (Dauer- statt Pendelförderung.)**

**242. — Förderung mit Ersatz der Gestelle durch kleine Fördergefäße an endlosem Zugmittel.** Auf 2 englischen Gruben hat man bereits vor längeren Jahren die Schachtförderung als eine Wagenförderung mit endlosem Zugmittel eingerichtet<sup>2)</sup>. Die Förderung erfolgte mit Hilfe von 2 Laschenkettten, die durch Kettenscheiben im Schachte bewegt wurden und in gewissen Abständen mit Querstäben versehen waren. An letztere wurden am Füllort die einzelnen Förderwagen mit Hilfe eines Ketteneschirres und eines Hakens gehängt und oben an der Hängebank wieder abgenommen.

In den letzten Jahrzehnten sind Förderungen mit endloser Kette verschiedentlich für den deutschen unterirdischen Braunkohlenbergbau ausgeführt worden, wo es sich um die Förderung großer Massen aus Schächten von geringer Tiefe handelt. Hier hat zuerst die Maschinenfabrik Buckau in Magdeburg-Buckau auf der Grube Emma bei Helmstedt eine Becherwerksförderung in einem Schachte von rd. 50 m Teufe eingebaut, die bei 0,4 m Geschwindigkeit rd. 80 t in der Stunde förderte. Später hat die gleiche Firma für die Grube Johanne Henriette bei Staßfurt für 65 m Teufe (80 m Gesamtförderhöhe) und 200 t Stundenleistung eine Anlage mit Schaukel-

<sup>1)</sup> S. die 2. Aufl. dieses Bandes, S. 499 und Fig. 532; — ferner Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1915, S. 285 u. f.; Fr. Herbst: Die Schachtförderung mit Seil im deutschen Bergbau und ihre Zukunft.

<sup>2)</sup> S. die 2. Aufl. dieses Bandes, S. 509 und Fig. 533.

becherwerk geliefert, bei der die Becher beweglich aufgehängt sind und infolgedessen die Förderkette unter und über Tage im Anschluß an den Schacht ohne Unterbrechung auch sählig geführt werden kann, wie Abb. 749 veranschaulicht. Die Fördergeschwindigkeit beträgt 0,35 m/s, der Abstand der Becher 0,8 m, ihr Inhalt 200 l, ihr Füllungsgrad 0,93 und der Kraftbedarf im Dauerbetrieb 83 PS. Zwei weitere Anlagen sind für den Tagebaubetrieb der Grube Concordia bei Nachterstedt geliefert worden; die Gesamtförderhöhe beträgt rund 56 m, die Stundenleistung je 200—230 t. Der Antrieb ist bei den neuen Anlagen, um den Füllvorgang am Füllort und die Entleerung der Becher an der Hängebank nicht zu stören und die Förderketten zu entlasten, in die Mitte des hochgehenden Kettenpaares gelegt, dessen obere Hälfte durch das Gewicht der niedergehenden Ketten gezogen wird.

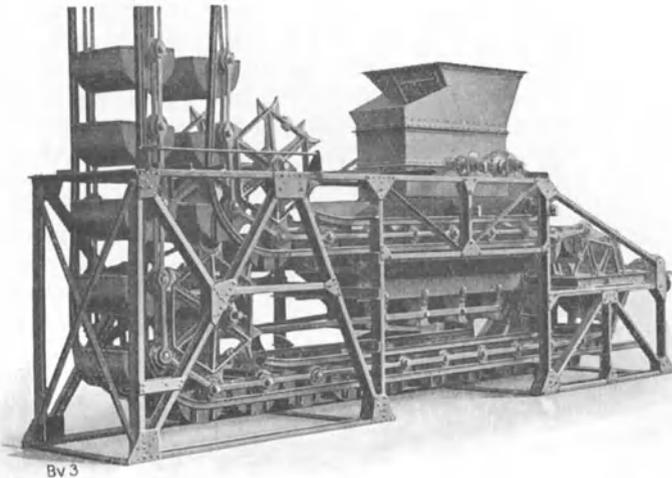


Abb. 749. Beladestelle für das Schaukelbecherwerk am Füllort der Grube Johanne Henriette.

Auch die Firma Ad. Bleichert & Co. A.-G. in Leipzig-Gohlis liefert Becherwerksförderungen für Braunkohlengruben<sup>1)</sup>.

Die Kettenförderungen sind aber trotz ihrer großen Leistungsfähigkeit, ihrer geringen Raumbeanspruchung, ihres gleichmäßigen Betriebes und ihres günstigen Wirkungsgrades gerade für die tiefen Schächte, bei denen ein Ersatz der bisherigen Förderung durch ein einfaches und leistungsfähiges Verfahren am wichtigsten wäre, nicht geeignet; denn die Ketten stellen eine zu große tote Last dar, und Kettenbrüche können zu schweren Störungen Anlaß geben, auch wenn Fangvorrichtungen eingebaut werden<sup>2)</sup>.

<sup>1)</sup> S. Fördertechn. u. Frachtverk. 1925, Heft 1, S. 3 u. f.; Dr.-Ing. A. Ohnesorge: Die Förderung im Braunkohlenbergbau.

<sup>2)</sup> S. auch Kohle u. Erz 1926, Nr. 5, S. 121 u. f.; Dr.-Ing. Fr. Herbst: Seil oder Kette in der Schachtförderung.

Der von Schwidtal<sup>1)</sup> ausgesprochene Gedanke, die Ketten für große Teufen in kleinere Abschnitte zu unterteilen, deren jeder durch ein von einem Elektromotor getriebenes Kettenrad bewegt wird, hat wegen der seiner Ausführung entgegenstehenden Schwierigkeiten keine Aussicht auf Verwirklichung.

**243. — Bandförderung für Grubenholz.** Für den Sonderzweck des Einhängens von langen Grubenhölzern für mächtige Flöze baut die Maschinenfabrik B. Walter in Gleiwitz Bandförderungen, für die ein Seitentrumm von kleinem Querschnitt genügt. Das Band, das oben und unten über Trommeln geführt ist, trägt in Abständen, die der größten Länge der Hölzer entsprechen, Teller, auf denen die Hölzer stehen; diese werden durch eine senkrechte Blechrinne geführt und in stehender Lage gehalten.

Die Einrichtung ist in erster Linie für die auf den ober-schlesischen Sattel-flözen bauenden Gruben gebaut worden<sup>2)</sup>. Sie hat sich in einer Reihe von Ausführungen bewährt und neuerdings auch auf einer rheinischen Steinkohlen-grube Anwendung gefunden, da sie die Schachtförderung entlastet und das Einhängen längerer Hölzer auch während der Tagesschichten ermöglicht, dabei nur geringe Antriebs- und Unterhaltungskosten verursacht.

**244. — Die Förderverfahren ohne Zugmittel,** zu denen die pneumatische Förderung von Blanchet, die Wasserauftriebförderung von Mähner und O. Döbelstein (letztere mit Einblasen von Preßluft in das Förderrohr) und die Zahnstangenförderung nach einem Patent der Siemens & Halske A.-G. gehören, sind mit Ausnahme des Blanchetschen Verfahrens, das während eines etwa zehnjährigen Zeitraumes in einem südfranzösischen Schachte von 600 m Teufe in Anwendung gestanden hat, nicht über Versuchsbetriebe hinaus-gekommen. Es kann daher auf ihre Erwähnung in der 3./4. Auflage dieses Bandes (S. 527 u. f.) verwiesen werden.

**245. — Rückblick.** Obwohl also die Pendelförderung mit Seil für tiefe Schächte bedeutende Nachteile hat, die sich in dem stoßweise erfolgenden Förderbetrieb mit seinen ungünstigen Beschleunigungen und Verzögerungen, in den großen Seilschwierigkeiten und in dem verhältnismäßig großen Energieverbrauch der Fördermaschine ausdrücken, ist doch bisher kein erfolgreicher Versuch zu verzeichnen gewesen, für größere Tiefen dieses in die ältesten Zeiten zurückreichende Förderverfahren durch andere, zweckmäßigere Ver-fahren zu ersetzen.

#### f) Sicherheitsvorrichtungen bei der Schachtförderung.

**246. — Überblick. Unfallmöglichkeiten bei der Seilfahrt.** Einen Überblick über die Verteilung der Unfälle bei der Seilfahrt auf die wichtigsten Ursachen gibt Abb. 750 nach den Ergebnissen der preußischen Statistik während der Jahre 1910—1919 und 1920—1926. Und zwar be-deuten für beide Zeitabschnitte die rechts stehenden Zahlen die Anteil-ziffern für die Gesamtzahl der Unfälle, während links die Anteilziffern für die tödlichen Unfälle (entsprechend den schwarzen Streifenstücken) an-gegeben sind. Wie man sieht, überwiegen weitaus die durch Übertreiben

<sup>1)</sup> Braunkohle 1913/14, Nr. 45, S. 760 u. f.; Schwidtal: Kontinuierliche Schachtförderung für alle Teufen.

<sup>2)</sup> Vgl. z. B. Glückauf 1926, Nr. 8, S. 244 u. f.; F. Flöter: Die mechanische Holzeinhängvorrichtung der Boerschächte.

und hartes Aufsetzen der Förderkörbe hervorgerufenen Unfälle, deren Anteil im zweiten Zeitabschnitt noch gestiegen ist; namentlich bei den leichteren Unfällen ist diese Ursache stark beteiligt, doch ist auch ihr Anteilsverhältnis bei den tödlichen Unfällen neuerdings gewachsen. Außerdem sind auch die an den Anschlägen (Gruppe IV) durch Irrtümer bei der Signalgebung, durch hastiges Ein- und Aussteigen u. dgl. verursachten Unfälle zahlreicher, als

Gruppen	tödlich %	Gesamteanteilziffer	tödlich %	Gesamteanteilziffer	Unfallursache
I.	11 %	37,5 %	6,6 %	39,7 %	Übertreiben und hartes Aufsetzen
II.	6,0 %	6,1 %	2,8 %	3,1 %	Seillaswerden
III.	1,3 %	3,5 %	1,5 %	6,0 %	Entgleisen Aufstößen u Festklappen des Korbes
IV.	9,3 %	12,4 %	5,4 %	9,5 %	unzeitiges Betreten und Verlassen des Korbes
	6,4 %	11,2 %	1,6 %	4,3 %	unzeitiges oder zu rasches Anheben
	5,0 %	8,0 %	7,5 %	10,4 %	Irrtum bei der Signalgebung
V.	4,8 %	5,6 %	2,8 %	2,9 %	Absturz vom Korb während der Fahrt
VI.	6,1 %	15,7 %	3,6 %	24,1 %	verschiedene Unfälle
Zusammen:	40,0 %	100,0 %	31,8 %	100,0 %	
		911 Betroffene, daron 365 (40 %) tödlich		910 Betroffene, daron 290 (31,8 %) tödlich	
		1910 - 1919		1920 - 1926	

*% in Prozenten der Gesamtzahl der Unfälle*

Abb. 750. Die Verteilung der Seilfahrtsunfälle in Preußen auf die einzelnen Ursachen in den Zeitabschnitten 1910—1919 und 1920—1926.

meist angenommen wird, wobei noch zu berücksichtigen ist, daß es sich hier in der Regel um schwere Unfälle handelt. Die Verunglückungen durch Absturz treten dagegen mehr zurück, verlaufen allerdings meist tödlich.

Allgemein lassen die Unfälle bei der Seilfahrt sich am besten bekämpfen, wenn für diese und für die Förderung getrennte Fördereinrichtungen verwendet werden (vgl. S. 593).

Im folgenden sollen die beiden Hauptgruppen der Sicherheitsvorrichtungen, nämlich die Fangvorrichtungen einerseits und die Vorrichtungen gegen das Übertreiben und zu harte Aufsetzen andererseits, besprochen werden.

### 1. Fangvorrichtungen<sup>1)</sup>.

**247. — Beurteilung der Fangvorrichtungen.** Die Hauptbestimmung der Fangvorrichtungen ist die Sicherung fahrender Personen für den Fall eines Bruches des Förderseiles, der Königstange oder anderer Zwischengeschirrteile.

Die Bedingungen für die regelrechte und rechtzeitige Wirkung der Fangvorrichtungen sind bei der Seilfahrt ziemlich günstig. Einerseits nämlich sind die zu fangenden Gewichte geringer als bei der Förderung, und andererseits wird mit kleineren Geschwindigkeiten gefahren, so daß auch die lebendigen Kräfte, die von der Fangvorrichtung vernichtet werden müssen, geringer ausfallen. Wegen der geringeren Geschwindigkeiten sind auch die Geschwindigkeitschwankungen weniger erheblich. Daher kommen bei der Seilfahrt auch

<sup>1)</sup> Einzelheiten s. in dem auf S. 459 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Buche von Bansen-Teiwes, S. 77 u. f.; — ferner in Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1880, S. 1 u. f.; Seibach: Kritik der Fangvorrichtungen an Förderkörben.

diejenigen Unfälle seltener vor, die durch ein unzeitiges Eingreifen der Fangvorrichtung verursacht werden, wenn infolge rascher Steigerung der Geschwindigkeit die Bedingungen des freien Falles des niedergehenden Fördergestelles nahezu erreicht werden (vgl. Ziff. 250); die Fangvorrichtung kann dann vorübergehend einschnappen, so daß das Fördergestell hängen bleibt und sich über ihm Hängeseil bildet, durch dessen Gewicht schließlich das Fördergestell wieder zum Fallen gebracht und infolgedessen ein Seilbruch verursacht werden kann. Endlich sind wegen der geringeren Geschwindigkeiten auch Entgleisungen und Zusammenstöße von Fördergestellen mit nachfolgendem Seilbruch bei der Seilfahrt kaum zu befürchten.

Die Bedeutung der Fangvorrichtungen für die Seilfahrt ist allerdings in den letzten Jahrzehnten zurückgegangen, und zwar sowohl an und für sich wegen der bedeutend gesteigerten Zuverlässigkeit der Förderseile und Zwischengeschirrtteile, als auch verhältnismäßig wegen der aus Abb. 750 sich ergebenden großen Bedeutung der weiter unten zu besprechenden Sicherheitsvorrichtungen gegen Übertreiben und zu hartes Aufsetzen.

Wesentlich anders sind die Fangvorrichtungen bei der Förderung zu beurteilen. Hier ist zunächst ihr Nutzen umstritten. Denn einmal sind die zu fangenden Massen und die zu vernichtenden lebendigen Kräfte sehr bedeutend. Infolgedessen müssen die Fangvorrichtungen, wenn sie für alle Fälle stark genug sein sollen, sehr kräftig und schwer gebaut werden, wodurch nicht nur die tote Förderlast unliebsam gesteigert, sondern auch die Betätigung der Fangvorrichtungen während der Seilfahrt ungünstig beeinflußt wird. Ferner werden aus dem gleichen Grunde auch die Schachtleitungen und Einstriche, überhaupt der ganze Schachtein- und -ausbau im Falle des Eingreifens der Fänger stark beansprucht, so daß hier größere Zerstörungen möglich sind und dadurch das Fangen vereitelt oder doch eine größere Betriebsstörung als durch das einfache Abstürzen des Fördergestelles verursacht werden kann. Allerdings sucht man sich heute gegen diese Möglichkeit durch entsprechend kräftige Ausführung der Einstriche und Spurlatten zu sichern, indem man der Berechnung ihrer Querschnitte die Bedingungen des Fangvorgangs zugrunde legt<sup>1)</sup>. Außerdem aber ist auch infolge der größeren Geschwindigkeitschwankungen die Möglichkeit eines unzeitigen Eingreifens der Fangvorrichtungen mit seinen schädlichen Folgen hier größer als bei der Seilfahrt. Daher gestatten z. B. die Seilfahrtpolizeiverordnungen für den preussischen Bergbau das Verriegeln der Fangvorrichtungen während der Förderung. Im übrigen tragen auch die in Ziff. 204 erwähnten Stoßdämpfer zur Bekämpfung des unzeitigen Eingreifens bei, indem sie die zu diesem führenden Seilschwingungen abschwächen.

Im deutschen Bergbau sind Fangvorrichtungen für die wichtigsten Bergbaubezirke vorgeschrieben.

Die über das Eingreifen (im Bedarfsfalle und zur Unzeit) und Versagen der Fangvorrichtungen geführte Statistik lehrt im allgemeinen, daß die Fang-

<sup>1)</sup> S. die in Anlage 2 zu der auf S. 579 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Seilfahrt-Bergpolizeiverordnung niedergelegten Grundsätze für die Berechnung der Leitbäume und Einstriche; — ferner Glückauf 1925, Nr. 8, S. 209 u. f.; Dr.-Ing. Fr. Herbst: Ergebnisse der Verhandlungen der Preussischen Seilfahrtskommission.

vorrichtungen in der Mehrzahl der Fälle tatsächlich gewirkt haben. Ferner läßt sie erkennen, daß bei der Seilfahrt das unbeabsichtigte Eingreifen der Fangvorrichtung bedeutend seltener eintritt als bei der Förderung und der Erfolg des Eingreifens sicherer ist als bei der letzteren.

**248. — Abhängigkeit des Fangvorganges von den Förderverhältnissen.** Die Wirksamkeit der Fangvorrichtungen ist, wie vorhin schon angedeutet wurde, von den näheren Umständen des Seilbruches u. dgl. abhängig<sup>1)</sup>. Erfolgt der Bruch unmittelbar über dem hochgehenden Fördergestell, so wird dieses noch während einer ganz kurzen Zeit seinen Weg nach aufwärts fortsetzen und dann zu fallen beginnen. Eine rechtzeitig eingreifende Fangvorrichtung wird also fast nur das Gewicht des Gestelles selbst mit beispielsweise 9000 kg zu halten haben. Geht dagegen das Fördergestell im Augenblick des Seilbruches abwärts, so sind die zu leistenden Fangarbeiten bei verschiedenen Fördergeschwindigkeiten und verschiedenen langen Zeitzwischenräumen zwischen Seilbruch und Fangen in runden Zahlen folgende:

Fördergeschwindigkeit in m	Fangarbeit in mkg bei einer Verzögerung des Fangens um		
	0,2 s	0,4 s	0,8 s
10	65 500	89 100	146 500
20	220 000	262 000	356 500

Bei Förderung mit Unterseil werden die Beanspruchungen der Fangvorrichtungen noch wesentlich stärker.

Tritt der Seilbruch in größerer Höhe über einem Fördergestell ein, so wird der Fangvorgang durch den über diesem hängenden „Seilchwanz“ wesentlich beeinflusst. Zunächst kommt dessen Gewicht zu dem des Förderkorbes und Unterseiles hinzu, so daß die Fangvorrichtung eine erheblich größere Arbeit zu leisten hat. Sodann muß bei den nicht entsprechend gebauten Fangvorrichtungen ihre Feder in möglichst kurzer Zeit den Seilschwanz mit beschleunigen, also für eine große Leistung bemessen und entsprechend kräftig ausgeführt werden, was wieder zur Folge hat, daß ein unbeabsichtigtes Eingreifen begünstigt wird; außerdem kann der Seilchwanz durch Hängenbleiben an der Zimmerung den Zustand des am Seile hängenden Förderkorbes wieder herstellen und dadurch die Fangvorrichtung außer Eingriff bringen.

Endlich ist auch der Zustand der Schachtleitungen an der Fangstelle von wesentlicher Bedeutung. Holzführungen sind an manchen Stellen durch Verschleiß stark geschwächt, bieten allerdings andererseits den Vorteil einer Erleichterung der Fangarbeit, indem die Fänger tief in das Holz einschneiden können, während bei Eisenleitungen nur mit einer Klemmwirkung oder einem

<sup>1)</sup> Näheres s. Österr. Zeitschr. f. Berg- u. Hütt.-Wes. 1906, Nr. 19, S. 105 u. f.; **U n d e u t s c h**: Kritische Besprechung gefährlicher Fall- und Fangergebnisse usw.; — ferner Glückauf 1927, Nr. 25, S. 893 u. f.; Dr.-Ing. C. Schulze: Das Versagen der Förderkorbfangvorrichtungen usw.; — ferner Kohle u. Erz 1928, Nr. 12, S. 440 u. f. vom gleichen Verfasser: Die Betriebsicherheit der Fangvorrichtungen; — ferner das auf S. 334 in Anm. <sup>2)</sup> angeführte Werk von J. Maercks, S. 269 u. f.

oberflächlichen Einschneiden gerechnet werden kann und durch die Schmierung der Leitungen die Fangwirkung beeinträchtigt wird.

**249. — Allgemeine Anforderungen an Fangvorrichtungen.** Von einer Fangvorrichtung ist nicht nur eine unbedingt sichere Wirkung auch im ungünstigsten Falle (Seilbruch bei dem mit höchster Geschwindigkeit niedergehenden Gestell mit voller Belastung, Unterseil und anhängendem Seilchwanz) zu verlangen, sondern es darf auch diese Wirkung nicht zu plötzlich eintreten. Denn wenn das Fangen mit einem Ruck erfolgt, so sind bei der Seilfahrt schwere Beschädigungen der Fahrenden zu befürchten; bei der Mineralförderung aber wird dann der Schachteinbau in stärkster Weise beansprucht, so daß die Gefahr besteht, daß er nachgibt. Ferner soll die Fangvorrichtung namentlich bei niedergehendem Fördergestell nicht zu spät eingreifen, damit nicht in den bis zum Eingreifen verstreichenden Bruchteilen von Sekunden das Fördergestell zu stark beschleunigt wird. Außerdem muß verlangt werden, daß die Fangvorrichtung in ihrer Wirkung möglichst wenig von dem jeweiligen Zustande der Schachtleitungen abhängig ist. Weiterhin darf das Gewicht der Fangvorrichtung nicht zu groß sein, damit nicht die tote Last unnötig vermehrt und überdies die Fangarbeit durch größere Beanspruchung der Fänger noch weiter erschwert wird. Die Fangvorrichtung soll ferner betriebsicher sein, d. h. aus nicht zu vielen, von einander abhängigen Einzelteilen, wie Gelenken, Hebeln, Federn, Zahnradern u. dgl., zusammengesetzt sein und nicht einzelne besonders empfindliche und leicht zerstörbare oder leicht sich festsetzende Teile enthalten. Weiterhin sollen die Fangvorrichtungen bei Beschleunigungen innerhalb der bei der regelrechten Förderung mit dem Beschleunigungsmesser (vgl. S. 584) festgestellten Grenzen nicht eingreifen, damit Störungen in der Förderung vermieden werden.

Da diese Anforderungen sich teilweise widersprechen, so ist es erklärlich, daß trotz der großen Zahl von Fangvorrichtungen keine als völlig einwandfreie Lösung der ganzen Aufgabe angesehen werden kann.

**250. — Grundgedanken für den Bau von Fangvorrichtungen.** Von Wichtigkeit ist bei der Wirkung der Fangvorrichtungen einerseits die Geschwindigkeit, die das Fördergestell bis zum Augenblicke des Festhaltens erlangt, und anderseits die Verzögerung, die durch die von der Fangvorrichtung ausgeübte Kraft (Fangkraft) herbeigeführt wird. Auf der Wirkung der Verzögerung beruht ausschließlich die für den Fangvorgang — insbesondere bei der Seilfahrt — so wichtige Milderung des Fangstoßes; je geringer die Verzögerung ist, um so schwächer wird dieser Stoß, um so sanfter also der Fangvorgang. Man betrachtet heute eine Verzögerung bis zu  $30 \text{ m/s}^2$  noch als zulässig. Zur Verzögerung steht der Weg, während dessen der Förderkorb zur Ruhe gebracht wird (der Bremsweg), im umgekehrten Verhältnis, und zwar kann man für größere Geschwindigkeiten  $v$  ange nähert annehmen:

$$s = \frac{v^2}{2b}, \quad (\text{I})$$

wenn  $s$  den Bremsweg in  $\text{m}$  und  $b$  die (gleichmäßige) Verzögerung in  $\text{m/s}^2$  bedeutet.

Es wächst mithin der Bremsweg im quadratischen Verhältnis mit der Geschwindigkeit, die der Förderkorb in dem Augenblick erlangt hat, in dem der Fangvorgang beginnt.

In Abb. 751 ist der Fangvorgang nach seinem zeitlichen Verlauf für die beiden Geschwindigkeiten 10 und 15 m des abwärtsgehenden Förderkorbes durch die Linien I und II veranschaulicht. Die Aufwärtskrümmung im Anfang der Linien wird durch die Beschleunigung des nach dem Seilbruch frei fallenden Korbes bis zum Eingreifen der Fangvorrichtung bedingt, das hier nach 0,15 s (entsprechend einer Beschleunigung um rd. 1,5 m) angenommen ist. Die Verzögerungen beim Fangvorgang betragen 11,5 : 5,6 ~ 2,05 bzw. 16,5 : 6,4 ~ 2,58 m/s<sup>2</sup>.

Für die Erzeugung der Fangkraft steht in der Regel nur das Gewicht der zu fangenden Massen zur Verfügung. Dieses muß nach dem Vorstehenden nicht nur die während des freien Falles gebildete lebendige Kraft vernichten, sondern auch noch sich selbst tragen. Es muß also durch eine Übersetzung (Keil, Hebel, Kniehebel usw.) auf die Fänger wirken, weil es ohne eine solche nicht ausreichen würde. Verfügt jedoch die Fangvorrichtung über eine selbständige Kraftquelle (z. B. Preßluft, gespannte Kohlensäure), so kann sie eine vom Förderkorbgewicht unabhängige Fangkraft ausüben.

Für Fangkraft und Bremsweg gilt, wenn die Fangkraft mit  $R$  und die zu fangende Last mit  $Q$  bezeichnet wird, folgende Gleichung:

$$(R - Q) \cdot s = \frac{Q \cdot v^2}{2g}, \quad \text{also } s = \frac{Q \cdot v^2}{2g \cdot (R - Q)}.$$

Setzt man das Verhältnis  $R : Q = \alpha$ , also  $R = \alpha \cdot Q$ , so wird

$$s = \frac{Q \cdot v^2}{2g \cdot Q(\alpha - 1)} = \frac{v^2}{2g \cdot (\alpha - 1)}. \quad \text{(II)}$$

Aus den Gleichungen (I) und (II) folgt:  $b = g \cdot (\alpha - 1)$ .

Es ist also die Verzögerung  $b$  durch das Verhältnis  $\alpha$  gegeben.

Hiernach und nach den obigen Ausführungen ergeben sich beispielsweise folgende Werte für das Fangen eines abwärts gehenden Korbes:

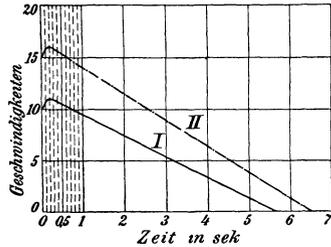


Abb. 751. Zeitbild der Fangvorgänge für zwei verschiedene Geschwindigkeiten und Verzögerungen.

Bremsweg für I 30 m,  
" für II 52,8 m.

Geschwindigkeit des Korbes vor dem Seilbruch m	Dauer des freien Falles nach dem Seilbruch s	Endgeschwindigkeit bei Beginn des Fangvorganges m	Freie Fallhöhe m	$\alpha$	Bremsweg m	Verzögerung m/s <sup>2</sup>
5	0,3	5 + 2,95 = 7,95	1,94	1,8	4,0	7,85
				2,2	2,7	11,8
20	0,3	20 + 2,95 = 22,95	6,44	1,8	33,6	7,85
				4,0	8,95	29,4

Das letzte Beispiel zeigt, wie man das noch zulässige Verzögerungsmaß ausnutzen kann, um einen zu langen Bremsweg zu vermeiden; man muß dann  $\alpha$  entsprechend groß machen.

Die Fangwirkung kann entweder durch Bremsen (mit Hilfe von Bremsbacken oder Keilen) oder durch Einschneiden der Fänger in die Schachtleitungen erzielt werden. Sie hängt im ersteren Falle von der Reibung, im letzteren von dem Widerstand der Leitungen gegen das Eindringen der Fänger ab.

Fast stets wird die Betätigung der Fangvorrichtung durch die Entspannung einer Feder bewirkt oder wenigstens eingeleitet. Das Fangen erfolgt am besten in der Weise, daß jede Schachtleitung von beiden Seiten her durch je einen Fänger erfaßt wird, da die Schachtleitungen dann ihren größten Widerstand ausüben können (s. die Abbildungen 754 und 755), wogegen ein einseitiger Druck des Fängers gegen die Vorderseite der Leitungen (Abb. 752 u. 753) die Gefahr des Durchdrückens der Leitungen oder des Nachgebens der Einstriche näherückt.

Wegen der allmählichen Abnahme der Federspannung ist ein häufiges Nachprüfen der Federn und eine der verminderten Spannung entsprechende Änderung der Stellung der Fänger unerlässlich.

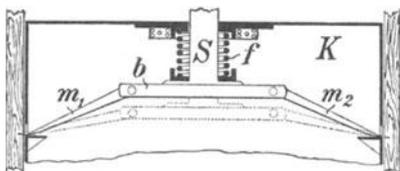


Abb. 752.

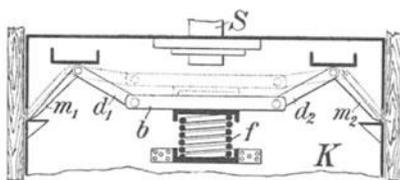


Abb. 753.

Verschiedenartige Anordnung der Feder bei Fangvorrichtungen.

Die Feder wird in der Regel zwischen Seil und Förderkorb eingeschaltet: diese Anordnung läßt Abb. 752 erkennen, in der  $K$  den Förderkorb,  $S$  die Königstange,  $f$  die Feder,  $b$  die unter diese fassende Brücke und  $m_1 m_2$  die Fänger bedeuten. Sie kann aber auch zwischen Förderkorb und einem besonderen Gewicht (der Brücke  $b$  in Abb. 753) eingebaut werden. Im letzteren Falle wird der beim Beschleunigungsmesser (Abb. 689 auf S. 585) verwertete Gedanke benutzt, daß beim freien Fall das Gewicht gleich schnell mit dem Förderkorbe abstürzt und dadurch die Feder sich entspannen kann.

Schwierig ist die Frage der richtigen Federspannung. Spannt man die Feder sehr stark, so sichert man allerdings eine kräftige Wirkung, rückt aber andererseits auch die Gefahr des unbeabsichtigten Eingreifens und der raschen Schwächung der Feder nahe. Beschränkt man dagegen mit Rücksicht auf die letzteren Gesichtspunkte die Federspannung, so läuft man Gefahr, daß diese namentlich bei einem längeren Seilschwanz zur rechtzeitigen Beschleunigung der Fänger nicht ausreicht<sup>1)</sup>. Bei den neuzeitlichen Fangvorrichtungen sucht man beiden Gesichtspunkten gleichzeitig Rechnung zu tragen, indem man gemäß Abb. 754 die Federspannung durch einen An-

<sup>1)</sup> Vgl. Österr. Zeitschr. f. Berg- u. Hütt.-Wes. 1914, Nr. 15 u. f., S. 197 u. f.; Czaplinski: Die Wirkung der Fangvorrichtungen in tiefen Schächten.

schlag an der Königstange auf ein gewisses Maß begrenzt, anderseits den Fangvorgang durch die Feder nur einleiten, dagegen durch eine andere Kraft zu Ende führen läßt. Durch letzteres Hilfsmittel vermeidet man auch die Möglichkeit, daß die Fangvorrichtung durch Hängenbleiben des Seilschwanzes nachher wieder ausgelöst wird. — Man wählt im allgemeinen die Federspannung so groß, daß sie etwa dem 0,4—0,6fachen des Gewichtes des leeren Förderkorbes entspricht.

**251. — Ältere Fangvorrichtungen.** Die Fangvorrichtungen von Fontaine und Lohmann<sup>1)</sup> arbeiteten mit schneidenden Hebeln, die von vorn gegen die Spurlatten gedrückt wurden. Eine Fangvorrichtung mit Schneidwirkung für eiserne Schachtleitungen war diejenige von Hyper-siel<sup>2)</sup>. Hier diente als Fänger eine die Leitschiene von beiden Seiten umfassende Fangklaue. Wenn man Fänger aus gehärtetem Stahl und Führungsschienen aus Flußeisen verwendet, kann man ein Einschneiden der Fänger in die Schienen erzielen.

Mit gezahnten Exzentern greift die auf einer Anzahl von Schachtanlagen noch vorhandene und auch für Blindschachtförderungen vielfach verwendete

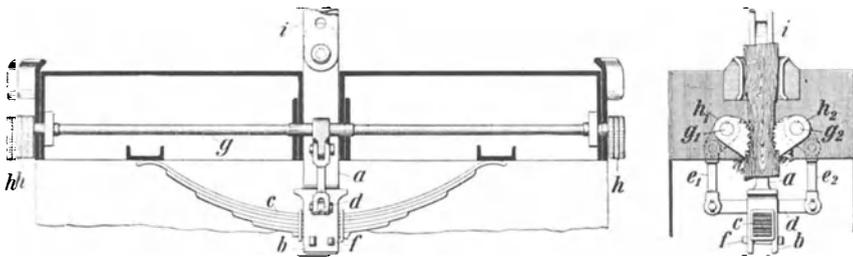


Abb. 754. Fangvorrichtung von White & Grant.

Fangvorrichtung von White & Grant (Abb. 754) die Spurlatten von beiden Seiten an. Die gezahnten Klauen  $h_1, h_2$  sind exzentrisch auf die Wellen  $g_1, g_2$  aufgekeilt. Die Drehung der Wellen erfolgt durch die Hebelübertragung  $e_1, e_2$  von der Blattfeder  $c$  aus, die durch den Seilzug mittels der Königstange  $a$ , der Gabel  $b$  und der Keile  $f$  für gewöhnlich gespannt gehalten wird, so daß die Fangklauen in zurückgezogener Stellung verharren und erst im Falle des Seilbruches durch Entspannung der Feder zum Eingreifen gebracht werden. Um die Wahrscheinlichkeit des Eingreifens möglichst zu erhöhen, sind die Zähne der Fänger nicht einfach, sondern aus mehreren Reihen zusammengesetzt, deren Schneiden gegeneinander versetzt sind.

Ein Übelstand dieser Fangvorrichtung ist einmal der starke Stoß beim Eingriff infolge des geringen Bremsweges, anderseits die Gefahr einer raschen Füllung der Zahnschneiden mit Holzspänen, wodurch sie unwirksam werden.

**252. — Neuzeitliche Fangvorrichtungen.** Die neuzeitlichen Fangvorrichtungen sind durch das Bestreben gekennzeichnet, den Bremsweg möglichst zu verlängern, die Bremskraft zu vergrößern und die Fangwirkung

<sup>1)</sup> Selbach in dem auf S. 529 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz, S. 40, (Tafel I, Fig. 1).

<sup>2)</sup> Sammelwerk Bd. V, S. 343.

vom Zustande der Schachtleitungen und von der Länge eines etwaigen Seilschwanzes unabhängig zu machen.

Bei der Fangvorrichtung von Undeutsch<sup>1)</sup> diente die Feder nur dazu, im entspannten Zustande mittels eines Querstückes zwei Stützhebel, die auf einem Querstege auflagen, mit ihren inneren Enden zu senken und infolgedessen ihre anderen Enden an den Außenseiten des Fördergestelles anzuheben. Dadurch wurden gezahnte Fänger, unter die diese Stützhebel faßten, in Eingriff mit den Spurlatten gebracht und schnitten in diese hinein, so daß sie auch bei etwaiger erneuter Anspannung der Feder durch den sich festklemmenden Seilschwanz nicht mehr zurückfallen konnten. Durch das Gewicht des Förderkorbes wurden die Fänger dann immer tiefer eingedrückt, bis sie schließlich nach oben hin eine Hubbegrenzung fanden. Durch dieses allmähliche Anwachsen des Widerstandes wurde eine ausreichend sanfte, bremsende Wirkung erzielt. — Ähnlich wirkt die Fangvorrichtung der Maschinenfabrik Münzner in Obergruna i. S.

Jordan<sup>2)</sup> ist bei seiner Fangvorrichtung von dem bereits von Schweder<sup>3)</sup> benutzten Gedanken ausgegangen, die Klemmbacken durch ein gepreßtes Gas andrücken zu lassen. Und zwar verwendet er Preßluft, wogegen Schweder Kohlensäure anwandte. Bei dieser Betätigung der Fangvorrichtung ergibt sich der Vorteil, daß für den Fangvorgang große Kräfte zur Verfügung gestellt werden können, die das früher lediglich in Betracht kommende Gewicht des Förderkorbes weit übersteigen. Ferner braucht die Feder — ebenso wie bei den Fangvorrichtungen von Undeutsch und Münzner — den Fangvorgang nur einzuleiten, so daß ihre Stärke leicht in den Grenzen gehalten werden kann, wie die Sicherung gegen ein unzeitiges Eingreifen sie erfordert. Überdies entspricht die Anordnung der Feder dem in Abb. 753 (S. 656) dargestellten Grundgedanken, so daß die Feder mit dem Seilschwanz nichts zu tun hat. Auch kann die Wirkung weitgehend abgestuft und den jeweiligen Erfordernissen angepaßt werden. Andererseits macht aber das dauernde Dichthalten des Preßluftnetzes angesichts der Erschütterungen bei der Förderung zu große Schwierigkeiten, so daß diese für Personenaufzüge vielfach verwendete Fangvorrichtung sich im Bergbau nicht hat durchsetzen können.

Die Fangvorrichtung von P. Schönfeld<sup>4)</sup> ist für hölzerne Spurlatten bestimmt. Sie greift auf den Gedanken des Einschneidens von gezahnten Fängern in die Spurlatten zurück, sorgt aber für rasche Abführung der entstehenden Späne, so daß diese sich nicht in die Zähne setzen und den Fangvorgang beeinträchtigen können. Dadurch wird außerdem das weitere Nachdrücken der Federn entbehrlich, weshalb diese wie bei der Undeutsch-

<sup>1)</sup> Glückauf 1907, Nr. 35, S. 1100 u. f.; Undeutsch: Die Ergebnisse und Untersuchungen der Transvaaler Seilfahrtkommission. (Abbildung in den früheren Auflagen dieses Bandes.)

<sup>2)</sup> Zeitschr. des Vereins deutscher Ingenieure 1920, Nr. 35, S. 697 u. f.; Jordan: Absturzsicherheit und Leistungsfähigkeit bei Aufzügen und Schachtanlagen.

<sup>3)</sup> S. den auf S. 653 in Anm. 1) angeführten Aufsatz von Undeutsch, S. 1100 u. f.

<sup>4)</sup> Glückauf 1922, Nr. 13, S. 365 u. f.; P. Schönfeld: Die Fangvorrichtung mit Feder und mit Preßluftantrieb; — ferner ebenda 1927, Nr. 4, S. 130 u. f. vom gleichen Verfasser: Hobelfangvorrichtung mit Tanzgewichtentriegelung.

sehen Fangvorrichtung nur für die Einleitung des Fangvorganges zu sorgen haben, während nachher die Fänger sich selbsttätig weiter einschneiden. Die Fangvorrichtung wird durch Abb. 755 a und b veranschaulicht.

Die Fänger *a*, die mit den Schwinghebeln *b* auf dieselbe Welle aufgekeilt sind, werden während des Förderbetriebes dadurch in der links gezeichneten Ruhestellung gehalten, daß die Zugstange *c* gegen den Druck der Blattfeder *d* durch die Nase *e* des Fallhebels *f* niedergedrückt wird. Der Hebel *f* wird durch die Gelenkhebel *g h* in der Sperrstellung gehalten, indem das Gelenkstück *i* die Büchse *k* gegen den Druck der Feder *l*<sub>1</sub> herunterdrückt, so daß die Klinke *m*, die in eine Eindrehung der Büchse *k* greift, diese festhält. Die Betätigung erfolgt dadurch, daß das Tanzgewicht *n*, das mit seinem oberen Rande auf der Feder *l*<sub>2</sub> ruht, bei Überschreitung einer gewissen Beschleunigung hochgeht und mittels des Hebels *a* und der Rolle *p* die Klinke *m* auslöst, worauf die Feder *l*<sub>1</sub> die Büchse *k* hoch- und damit das Kniegelenk *i* nach oben drückt, so daß der Hebel *g* zurückgezogen wird und den Hebel *f* freigibt. Damit wird dann die Blattfeder *d* entspannt und der Schwinghebel *b* nebst dem Fänger *a* in die in der Abb. 755 b

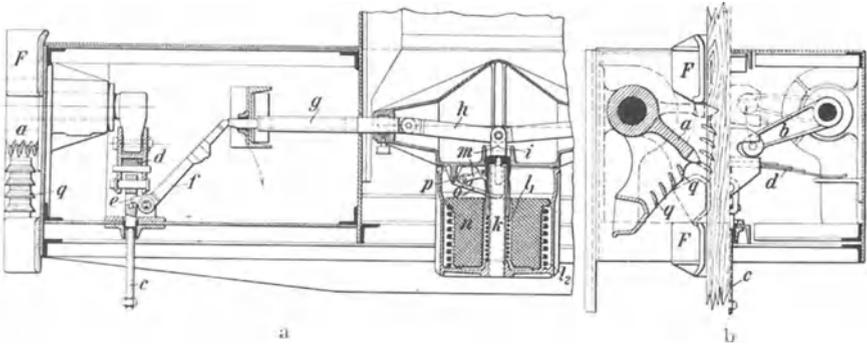


Abb. 755 a und b. Hobel-Fangvorrichtung von P. Schönfeld.

gestrichelt angedeutete Fangstellung gebracht. Die von diesem Augenblick an durch die Fänger *a* abgehobelten Späne der Spurlatten werden durch die Zwischenräume zwischen den Messern *q* hindurchgedrückt und auf diese Weise gleich abgeführt, so daß keine Verstopfung, die die Fangwirkung beeinträchtigen könnte, eintreten kann.

Die Fangvorrichtung hat sich auf zahlreichen Anlagen bewährt.

## 2. Vorrichtungen gegen das Übertreiben und zu harte Aufsetzen der Fördergestelle.

253. — Überblick. Während der Nutzen der Fangvorrichtungen ein begrenzter und nicht ganz unbestrittener ist, sind auf der anderen Seite, wie Abb. 750 auf S. 651 erkennen läßt, bei den heutigen großen Schachttiefen und entsprechenden Fördergeschwindigkeiten die zum rechtzeitigen Anhalten der Fördergestelle am Ende ihres Weges bestimmten Sicherheitsvorrichtungen von immer größerer Bedeutung geworden. Man kann schon das Weglassen der Aufsetzvorrichtungen am Füllort (Ziff. 214) zu diesen Sicherheitsvorrichtungen rechnen, da dadurch ein zu hartes Aufsetzen des Fördergestelles infolge nicht rechtzeitigen Anhaltens ausgeschlossen wird.

Bei den Vorrichtungen, die ein Übertreiben der Fördergestelle verhüten sollen, kann man unterscheiden:

1. Einrichtungen, die auf das Fördergestell selbst einwirken, und
2. Vorkehrungen, die den Gang der Fördermaschine zu beeinflussen suchen.

*α) Einwirkung auf die Fördergestelle selbst.*

**254. — Gegeneinander geneigte oder verdickte Spurlatten<sup>1)</sup>.** Das einfachste Mittel zum Anhalten eines zu hoch gezogenen Fördergestelles besteht in einer Annäherung der Spurlatten oberhalb der Hängebank und unterhalb des Füllorts, wodurch die Gestelle festgeklemmt werden. Außerdem ist die Möglichkeit einer allmählichen Verdickung der Spurlatten von einem gewissen Punkte ab gegeben, wodurch die Führungsschuhe einen zunehmenden Widerstand finden und so die Gestelle zum Halten bringen. Die eine oder andere dieser Maßnahmen ist durch die Seilfahrtverordnungen der preußischen Oberbergämter vorgeschrieben. Heute werden in der Regel die Spurlatten unter dem Füllort zusammengezogen, oberhalb der Hängebank verdickt. An letzterer Stelle würde nämlich die Herstellung einer genügend sicheren Abstützung der durch das zu hoch gezogene Gestell aufs äußerste beanspruchten Spurlatten größere Kosten verursachen, wogegen die seitliche Verdickung der Spurlatten nur eine verhältnismäßig billig herzustellende Verstärkung der Leitschuhe erfordert. Unter dem Füllort dagegen werden die Spurlatten nur durch das Gewicht des Förderkorbes nebst einem Teil des Seilgewichts beansprucht; auch lassen sich die Drücke durch Abspreizen der Spurlatten gegen die Schachtstöße abfangen. — Bei Treibscheibenförderanlagen legt man zweckmäßig die Strecke mit den angenäherten Spurlatten unterhalb des Füllorts so, daß hier die Bremsung etwa 2—3 m früher als im Schachtgerüst beginnt, so daß oberhalb der Hängebank schon durch den einsetzenden Seilrutsch die Geschwindigkeit des hochgehenden Förderkorbes verringert wird.

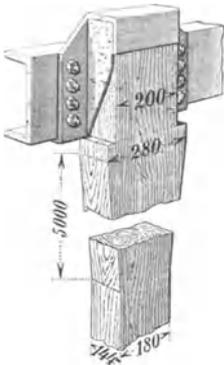


Abb. 756. Verdickte Spurlatte mit Abstützung.

Das Maß des Zusammenziehens der Spurlatten soll in der Regel 0,20 m bei einer Neigung von 1 : 50 nicht übersteigen. Für verdickte Spurlatten wird meist ein Keilwinkel von 1 : 100 auf jeder Seite und eine Begrenzung der Breitenzunahme auf 0,10 m insgesamt zugrunde gelegt. Die Verdickung kann durch entsprechend schräges Zuschneiden der Spurlatten (Abb. 756) oder durch Auseinanderspreizen von zwei Spurlattenhälften mittels eines zwischen sie gesetzten Keiles ausgeführt werden; dagegen empfiehlt sich das äußere Ansetzen von Keilstücken nicht, weil diese durch die Gleitschuhe leicht abgesehert werden. Abb. 756 zeigt eine Verdickung durch Abschrägen der obersten Spurlatte mit den Maßen und läßt außerdem erkennen, wie durch einen über diese herübergreifenden Kopf aus starkem Stahlblech die entstehenden Drücke abgefangen werden.

<sup>1)</sup> S. auch Glückauf 1926, Nr. 1, S. 11 u. f.; W. Bockemühl: Die Verhütung des Übertreibens der Förderkörbe durch Verdickung oder Zusammenziehung der Spurlatten.

**255. — Seilauflösevorrichtungen** sollen die Verbindung zwischen Seil und Fördergestell im Notfalle durch Zerschneiden eines für den regelmäßigen Förderbetrieb ausreichenden Kuppelgliedes aufheben.

Sie sind heute bei uns wegen der Gefahren, die durch die vollständige Lösung des Fördergestelles vom Seile herbeigeführt werden, bergpolizeilich verboten<sup>1)</sup>.

**256. — Prellträger und Fangstützen (Notkeys) für übergetriebene Förderkörbe.** Die Wirkung der in Ziff. 254 behandelten Bremsvorrichtungen im Schachte wird ergänzt durch die unterhalb des Seilscheibenstuhles eingebauten und behördlich vorgeschriebenen Prellträger, die zum Schutze der Seilscheiben dienen und den nach dem Bremswiderstand der Spurlatten noch verbliebenen Rest von lebendiger Kraft in dem übergetriebenen Fördergestell vernichten sollen. Für den Fall, daß infolge der durch diese Widerstände verursachten starken Beanspruchung das Seil reißen sollte, muß das Gestell abgefangen werden können, wozu die gleichfalls bergpolizeilich geforderten

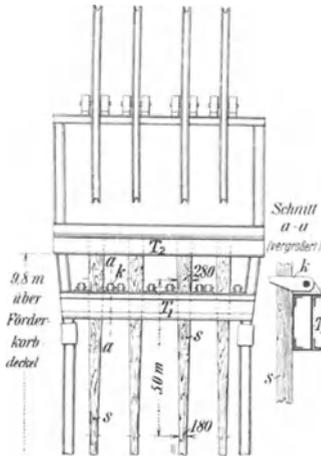


Abb. 757. Kopf eines Doppelfördergerüsts mit Prellträgern und Fangstützen.

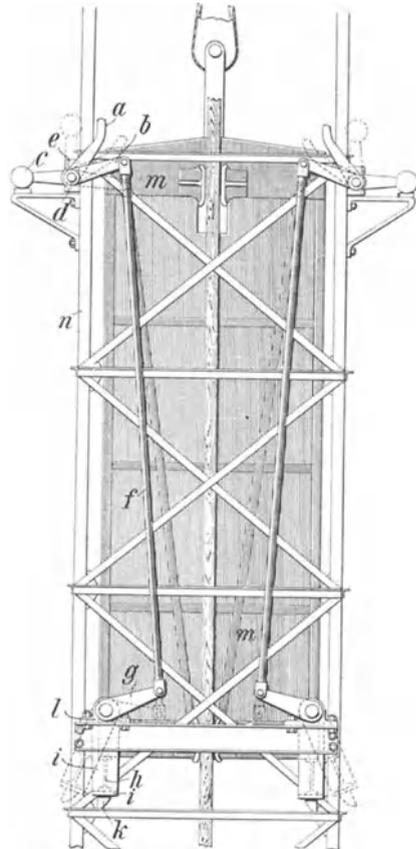


Abb. 758. Crämersche Auffang-Vorrichtung für übergetriebene Förderkörbe.

Fangstützen dienen, die vor dem hochgehenden Gestell ausweichen, um dann in den Schacht zurückzufallen und das abstürzende Gestell aufzufangen. Abb. 757 stellt das Zusammenwirken von verdickten Spurlatten  $s$ , Prellträgern  $T_2$  und Fangstützen  $k$  dar; die letzteren, von denen auf jeder Seite vier für jedes Gestell vorgesehen sind, fassen hier unter den entsprechend gebauten und genügend stark mit dem Gestell vernieteten Deckel des Förderkorbes.

<sup>1)</sup> Näheres s. in den früheren Auflagen dieses Bandes.

Nach einer Ausführung der Maschinenfabrik J. H. Crämer in Dortmund werden die Fangstützen vom Förderkorbe zwangläufig bewegt. Dieser schlägt (Abb. 758) mit seinem Deckel den auf der Welle  $d$  sitzenden Hebel  $a$  zurück und bringt dadurch das Kippgewicht  $c$  zum Überschlagen aus der gestrichelten in die ausgezogene Stellung, wodurch mittels der Hebelübertragung  $bf$  die eisernen Fangträger  $h$ , die bis dahin (s. die gestrichelte Stellung) seitwärts ausgeschwenkt lagen, beiderseits unter den Boden des Förderkorbes geschoben werden. Mittels der Füße  $k$  wird das Hebelwerk nachher wieder in die ursprüngliche Lage gebracht.

*β) Beeinflussung der Fördermaschine<sup>1)</sup>.*

**257. — Grundgedanken.** Weil die eigentliche Ursache des Übertreibens in der Fördermaschine zu suchen ist, hat man sich neuerdings mit Erfolg bestrebt, auf diese einzuwirken. Und zwar bestand diese Einwirkung früher darin, daß man die Bremse aufwerfen und nach Bedarf auch durch Schließen der Drosselklappe den Dampf absperren ließ, während man bei späteren Vorrichtungen noch einen Schritt weiter gegangen ist und Einfluß auf die Steuerung selbst zu gewinnen gesucht hat.

**258. — Teufenzeiger und Geschwindigkeitsmesser.** Der für die sichere Führung der Fördermaschine unentbehrliche Teufenzeiger besteht meist aus 2 kleinen Schlitten, die sich an einem senkrechten Ständer auf und ab bewegen, der in verkleinertem Maßstabe den Förderschacht wiedergibt und somit die jeweilige Stellung der Fördergestelle in diesem erkennen läßt. Auch kann man statt der senkrechten eine bogenförmige Teilung benutzen, auf der ein drehend bewegter Zeiger spielt.

Der Teufenzeiger ist besonders wichtig für die Treibscheibenförderung, da er hier den einzigen Anhalt für die Stellung der Fördergestelle im Schachte bietet, wogegen bei der Trommelförderung auch die Zahl der noch auf der Trommel liegenden Seilwindungen eine gewisse Beurteilung ermöglicht. Dennoch ist gerade bei der Förderung mit Treibscheibe die sichere Anzeige des Teufenzeigers erschwert. Denn wenn dieser, wie das bei Trommelmaschinen stets geschieht, von der Welle der Fördermaschine aus mittels eines Zahnrad- oder Schneckengetriebes angetrieben wird, so kommt in seiner Anzeige ein Gleiten des Seiles auf der Treibscheibe, mit dem stets in geringem Maße gerechnet werden muß, nicht zur Geltung. Auch die Kuppelung des Teufenzeigers mit einer Seilscheibe hat sich nicht bewährt, da auch die Seilscheiben den Seilbewegungen nicht völlig sicher folgen. Diese Unsicherheit der Anzeige überträgt sich auf die Warnglocke, die auf das bevorstehende Ende des Treibens aufmerksam macht und deren Klöppel durch eine mit dem Teufenzeiger zusammen angetriebene Wandermutter meist vor Beginn der zweitletzten Umdrehung der Maschine betätigt wird. Besonders schädlich wirkt eine falsche Stellung des Teufenzeigers auch dort, wo er mit einem Fahrtregler (Ziff. 261) in Verbindung steht.

Die zahlreichen Vorschläge für die Beseitigung dieses Übelstandes richten sich teilweise auf die zwangläufige Berichtigung der Angabe des Teufenzeigers,

<sup>1)</sup> Vgl. hierzu das auf S. 483 in Anm. <sup>1)</sup> angeführte Buch von Dr. H. u. C. Hoffmann, S. 232 u. f.; — ferner Glückauf 1928, Nr. 23, S. 790 u. f.; Dr.-Ing. W. Philipp: Sicherheitseinrichtungen an Fördermaschinen.

teilweise auf seinen Ersatz durch andere Vorrichtungen, teilweise nur auf die Anzeige einer unrichtigen Stellung des Teufenzeigers, um den Maschinenführer aufmerksam zu machen<sup>1)</sup>. Hier sei nur auf zwei im Betriebe bewährte Ausführungen hingewiesen, nämlich die vollständig elektrisch betriebene Anzeigevorrichtung nach Bergassessor Dünkelberg und den elektromechanischen Teufen-Anzeiger nach Bergassessor Bruch. Beide lassen die Anzeige unmittelbar durch den Förderkorb selbst bewirken. Der Dünkelbergsche Anzeiger<sup>1)</sup>, der von den Siemens-Schuckert-Werken gebaut wird, vermeidet Kontaktplatten im Schacht, die der Förderkorb überschleifen muß und die leicht beschädigt und rasch abgenutzt werden, und ersetzt sie durch Herstellen eines Kraftfeldes zwischen dem Eisenkern von Transformatoren und einem quer unter dem Förderkorb eingebauten Eisenbügel, der in 3—6 cm Abstand vor den Transformatoren vorbeigeführt wird, oder den Eisenblechwänden des Förderkorbes selbst. Durch den Kraftlinienfluß wird eine Glimmlampe zum Aufleuchten gebracht und dadurch die entsprechende Stelle des Schachtes für den Maschinenführer kenntlich gemacht, so daß dieser auch gleichzeitig unrichtige Angaben des mechanisch angetriebenen Teufenzeigers erkennen kann. Auch das Durchfahren der Hängebank kann auf diese Weise genau gekennzeichnet werden. — Die Anzeigevorrichtung nach Bruch<sup>2)</sup> benutzt die vom Förderkorb erzeugte Luftdruckwelle zum Durchdrücken von Metallmembranen, die beispielsweise in Abständen von je 50 m im Schachte angebracht werden und denen die Druckwelle durch trichterartige Ansätze zugeführt wird; durch das Durchdrücken der Membranen werden elektrische Kontakte betätigt, die Signallampen aufleuchten lassen. Der Anzeiger wird von der Siemens & Halske A.-G. geliefert; er arbeitet bei Geschwindigkeiten bis herab zu 4 m noch sicher und mit einer Genauigkeit bis auf einige Zentimeter. Allerdings eignet die Vorrichtung sich nicht als Hängebank-Anzeiger, da an der Hängebank die Korbgeschwindigkeit im allgemeinen zu gering ist.

Als Geschwindigkeitsmesser wird jetzt durchweg derjenige von Karlik benutzt, dessen Wirkung darauf beruht, daß der Spiegel einer Flüssigkeit (Quecksilber) in einem mit einem Mittelschenkel und 2 Außenschenkeln versehenen Rohre durch die Schwingkraft bei der Drehung im Mittelschenkel gesenkt und in den Außenschenkeln gehoben wird. Durch einen im Mittelschenkel auf- und abbewegten Schwimmer kann diese Bewegung auf einen Zeiger übertragen und außerdem auch auf einer durch ein Uhrwerk gedrehten Papierrolle ständig aufgezeichnet werden, so daß sowohl augenblicklich als auch nachträglich jederzeit die Feststellung der Fördergeschwindigkeit möglich ist. Allerdings wird die Anzeige dieser und ähnlicher Vorrichtungen durch die unvermeidliche Trägheit der Schwungmassen verzögert, so daß gegenüber den tatsächlichen Geschwindigkeiten ein „Nachhinken“ eintritt. Man ist daher bestrebt, Geschwindigkeitsmesser ohne Massenwirkung zu bauen.

**259. — Ältere Sicherungsvorrichtungen.** Die Vorrichtungen, die ein Aufwerfen der Bremse zum Ziele haben, wurden zunächst in einfacher

<sup>1)</sup> S. Glückauf 1926, Nr. 49, S. 1629; K. Dünkelberg: Elektrisch betätigter Hängebank- und Teufenzeiger für Koepefördermaschinen.

<sup>2)</sup> Elektr. i. Bgb. 1930, 4. Heft, S. 74 u. f.; W. Scherer: Elektrischer Teufenzeiger bei der Förderung im Schachte „Emil Kirdorf“.

Weise mit dem Teufenzeiger in Verbindung gebracht, indem man durch eine auf seiner Spindel laufende Wandermutter bei Überschreitung der Hängebank die Dampfbremse auslösen ließ.

Diese einfache Vorrichtung hat sich jedoch als unzureichend erwiesen da mit der Möglichkeit gerechnet werden muß, daß der in die Hängebank einfahrende Förderkorb noch eine große Geschwindigkeit hat und dann seine lebendige Kraft in Verbindung mit derjenigen der bewegten Massen der Seile, der Seilscheiben und der Fördermaschinen heute meist zu groß ist, als daß durch Aufwerfen der Bremse diese Massen bei dem verhältnismäßig kurzen Bremswege zwischen Hängebank und Seilscheiben noch mit Sicherheit aufgehalten werden könnten.

**260. — Die Geschwindigkeitsregler**, wie sie später entwickelt worden sind, sollen bereits einige Zeit vor der Ankunft des Fördergestelles an der Hängebank seine Geschwindigkeit auf ein unschädliches Maß herabsetzen, so daß diese beispielsweise nur folgende Größen erreichen kann:

60 m unter Tage	15 m/s
30 „ „ „	8 „
10 „ „ „	3 „

Außerdem kann durch entsprechendes Einstellen des Reglers auch das Überschreiten der zugelassenen Höchstgeschwindigkeit verhütet werden.

Die Wirksamkeit solcher Sicherheitsvorkehrungen beruht auf dem Zusammenarbeiten von zwei Vorrichtungen. Die eine ist ein mit der Achse der Fördermaschine fest verbundenes Glied nach Art eines Teufenzeigers, das aus 2 Schlitten od. dgl. besteht, die sich ebenso wie die Schlitten eines Teufenzeigers bewegen. Eine zweite Vorrichtung ist mit Nasen oder Haken versehen, auf welche die Schlitten sich aufsetzen, wenn die Geschwindigkeit an irgendeiner Stelle des Schachtes eine für diese Stelle nicht zulässige Größe überschreitet. Dieser Teil wird nämlich von einem Regler aus bewegt, so daß seine Bewegung je nach den Geschwindigkeiten der Maschine verschieden ist. Durch dieses Aufsetzen wird dann die Dampfbremse ausgelöst oder die Drosselklappe in der Dampfzuleitung geschlossen. Die Vorrichtungen können für die Förderung und für die Seilfahrt verschieden eingestellt werden.

Eine der ersten Bauarten dieser Gattung war diejenige des Ingenieurs Römer<sup>1)</sup> in Freiberg. Eine andere Ausführung nach Baumann ist in den früheren Auflagen dieses Bandes beschrieben worden.

Da das Aufwerfen der Bremse bei großen Geschwindigkeiten gefährlich ist, weil es zum Seilbruch oder (bei Treibscheibenförderung) zum Durchrutschen des Seiles führen kann, so werden neuerdings die Bremsen als „Schleifbremsen“ mit regelbarem Druck ausgeführt, wobei der Maschinenführer die Größe des Bremsdrucks in der Hand hat<sup>2)</sup>.

**261. — Fahrtregler<sup>3)</sup>**. Die nur auf die Bremse und die Drosselklappe wirkenden Vorrichtungen haben verschiedene Nachteile. Zunächst verursacht

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1898, S. 87; R. Mellin: Über Sicherheitsapparate an Fördermaschinen.

<sup>2)</sup> Vgl. Glückauf 1928, Nr. 15, S. 361 u. f.; Dr. Fr. Schmidt: Die Bremsdruckregler; — ferner ebenda 1929, Nr. 11, S. 357 u. f.; Dr. Fr. Schmidt und Dr.-Ing. G. Dalman: Die Prüfung des Bremsdruckreglers.

<sup>3)</sup> S. auch Bergbau 1930, Nr. 18, S. 259 u. f.; H. Herbst: Zur Kenntnis der Fahrtregler für Dampffördermaschinen.

das plötzliche Aufwerfen der Bremse starke und schädliche Rucke im Seile, im Gestell und in der Maschine und wirkt bei Seilfahrt auch nachteilig auf die Fahrenden. Bei Förderungen mit Treibscheibe kann durch das plötzliche Anhalten ein Gleiten des Seiles auf der Scheibe eintreten. Beim Vorhandensein eines Unterseiles bringt das scharfe Bremsen die oben (S. 640) geschilderte Gefahr des Zurückschlagens des Unterseiles mit sich. Die Betätigung der Drosselklappe aber hat das Bedenkliche, daß dadurch gerade im gefährlichsten Augenblick dem Maschinenführer die Herrschaft über die Maschine, die er sonst zum Gegendampfgeben ausnutzen könnte, gänzlich genommen wird.

Die neueren Regelvorrichtungen greifen die Gefahr an ihrer Wurzel an, indem sie sich nicht mit dem Aufwerfen der Bremse und dem Schließen der Drosselklappe begnügen, sondern unmittelbar auf die Steuerung der Maschine einwirken. Sie haben sich als brauchbar erwiesen und sind daher weiter ausgebildet worden und heute bergpolizeilich vorgeschrieben.

Den Anstoß zu dieser Entwicklung hat die elektrische Fördermaschine mit Leonard-Schaltung gegeben, bei der eine vorzügliche Regelung dadurch ermöglicht wird, daß jeder Stellung des Anlasserhebels eine ganz bestimmte Geschwindigkeit der Maschine entspricht. Man kann also hier durch Einwirkung auf den Anlasser, die selbsttätig vom Teufenzeiger aus stattfinden kann, die Geschwindigkeit der Maschine beliebig beeinflussen. Eine Ausführung dieses Gedankens stellt der sog. „Retardierapparat“ der Siemens-Schuckert-Werke dar. Bei diesem sind mit dem Teufenzeiger verbunden und mit ihm von der Achse der Fördermaschine aus zu bewegen zwei unrunde Scheiben, von denen die eine für den Vorwärtsgang, die andere für den Rückwärtsgang der Maschine bestimmt ist. Auf diesen Scheiben gleiten nun zwei Rollen, die auf einem zweiarmigen Hebel sitzen, dessen anderes Ende mit dem Steuerhebel verbunden ist. Gegen das Ende eines Treibens sind die Rollen vor den Verdickungen der genannten Scheiben angelangt. Läuft nun die Maschine noch weiter, so werden die Rollen auf diesen Ansätzen nach oben geschoben und drücken dadurch selbsttätig den Steuerhebel nach und nach in die Mittelstellung, machen also den Motor der Maschine allmählich stromlos. Man kann auf diese Weise sogar erreichen, daß die Maschine sich ohne Beisein des Maschinenführers selbsttätig stillstellt. Bedingung ist allerdings, daß die Stellung des Teufenzeigers und damit diejenige der beiden Scheiben stets genau der Stellung der Förderkörbe im Schachte entspricht, worauf gemäß Ziff. 258 besonders bei Treibscheiben zu achten ist.

Die große Sicherheit der elektrischen Fördermaschine verschaffte ihr einen erheblichen Vorsprung vor der Dampffördermaschine, zumal außerdem auch noch infolge der gleichmäßigen Geschwindigkeit des Elektromotors das Schlagen des Förderseiles, das bei der Dampffördermaschine ziemlich beträchtlich werden kann, fast ganz beseitigt wird und infolgedessen die Fördergestelle sich so ruhig im Schachte bewegen, daß die Bergbehörde für die Seilfahrt Fördergeschwindigkeiten von 12 m gegen 10 m bei Dampfmaschinen zugelassen hat.

Aus dieser Einwirkung auf den Steuerhebel bei elektrischen Fördermaschinen haben sich die Fahrtregler entwickelt, die auch für Dampf-

fördermaschinen entsprechend ausgebildet worden sind. Sie werden teils als Fliehkraftregler (z. B. diejenigen von Koch, von der Friedrich-Wilhelmshütte, der Gutehoffnungshütte und der Isselburger Hütte), teils als Durchfluß- oder hydraulische Regler (z. B. diejenigen von Schönfeld und von Iversen) gebaut und sollen insbesondere auch noch das falsche Auslegen des Steuerhebels („Anfahrregler“) verhüten und auch für den Fall des Übergewichts der einzufördernden Massen (negative Belastung) wirken.

Im einzelnen muß bezüglich dieser in das Gebiet der Maschinenteknik gehörigen Vorrichtungen auf das entsprechende Schrifttum verwiesen werden<sup>1)</sup>.

### g) Signaldienst.

**262. — Überblick.** Für die Verständigung mit Hilfe von Signalen bei der Schachtförderung kommen drei Hauptfälle in Betracht, nämlich:

1. Verständigung zwischen Füllort bzw. Zwischensohle und Hängebank,
2. Verständigung zwischen Hängebank und Fördermaschine,
3. Signalgebung von einer beliebigen Stelle des Förderschachtes aus bei Schacht-Ausbesserungsarbeiten, Besichtigungen, Unfällen usw.

Ihrem Grundgedanken nach können die Signale sein:

1. akustische oder Hörsignale und
2. optische oder Schausignale; auch gibt es
3. Signalvorrichtungen, die sich gleichzeitig an Ohr und Auge wenden.

Die einfachste und lange Zeit ausschließlich in Benutzung gewesene Signalvorrichtung ist der zur akustischen Gruppe gehörige einfache Hammer, der durch Drahtzug bewegt wird und gegen eine Blechplatte schlägt. In neuerer Zeit ist mit zunehmender Tiefe der Schächte diese einfache Signalgebung mehr und mehr zurückgedrängt worden. Denn der lange Draht stellt ein großes Gewicht dar, ist dem Rosten ausgesetzt und gestattet keine sichere Feststellung, ob das beabsichtigte Signal auch tatsächlich übermittelt worden ist, weil die Trägheit des Drahtes infolge seiner großen Länge erheblich ist. Es lag daher nahe, zu den auch sonst viel gebräuchlichen elektrischen Signalvorrichtungen überzugehen, da sie nicht nur ein durchaus zuverlässiges Arbeiten ermöglichen, sondern auch eine wesentliche Beschleunigung des Förderbetriebes gestatten, andererseits ihre größeren Kosten gegenüber den größeren Förderleistungen neuzeitlicher Schächte zurücktreten.

**263. — Elektrische Hörsignalvorrichtungen<sup>2)</sup>.** Eine elektrische Signalanlage besteht in allen Fällen aus drei Hauptteilen:

<sup>1)</sup> S. Glückauf 1925, Nr. 33, S. 1013 u. f.; Dr. H. Hoffmann: Die Fahrtregler und die Bremsen der Fördermaschinen usw.; — ferner Dr. Fr. Schmidt: Die Dampffördermaschinen, 2. Teil des 3. Bandes des von H. Bansen herausgegebenen Werkes „Die Bergwerksmaschinen“ (Berlin, J. Springer), 2. Auflage, 1927, S. 123 u. f.; — ferner das auf S. 483 in Anm. <sup>1)</sup> angeführte Werk von Dr. H. u. C. Hoffmann, S. 232 u. f.

<sup>2)</sup> S. H. W. Goetsch: Taschenbuch für Fernmeldetechniker (München, R. Oldenbourg), 4. Aufl., 1930, Kapitel XIV: Grubensignalanlagen; — ferner Glückauf 1925, Nr. 42, S. 1326 u. f.; Ullmann: Die elektrischen Schachtsignalanlagen; — ferner C. Körfer: Vorschriften, Verordnungen und Verfügungen über die Errichtung von elektrischen Signalanlagen (Essen, Selbstverlag des Ver. z. Überwach. d. Kraftwirtsch. der Ruhrzech.), 1930.

- a) der Stromquelle, als welche man meist eine besondere Sammelbatterie verwendet, unter gewissen Bedingungen aber auch das Starkstromnetz verwerten kann;
- b) dem Leitungsnetz für die Fortleitung des Stromes (in der Regel Kabelleitungen) und
- c) den elektrischen Signalgeräten, nämlich Schaltern, Signalendern und Signalempfängern.

Die Signalgebung im allgemeinen ist für den preußischen Bergbau jetzt insoweit einheitlich gestaltet worden, als für „halt!“ ein Schlag, für „auf!“ zwei Schläge und für „hängen!“ drei Schläge festgelegt worden sind. Maßgebend ist dabei die Erwägung gewesen, daß für das Haltesignal stets das kürzeste und am sichersten zu übermittelnde Signal gegeben werden soll. Allerdings ist andererseits das Signal „auf!“ das weitaus am häufigsten vorkommende. Aber bei der jetzt für die Gruben mit großen Fördermengen allgemein durchgeführten elektrischen Signalgebung ist der aus zwei Schlägen sich ergebende Zeitverlust nur gering, und eine etwa zwischen beiden Schlägen eintretende Störung kann kein Unheil anrichten, da dann stets das „halt!“-Signal herauskommt.

Als akustische Signalerzeuger werden elektrische Wecker und Hupen verwendet. Bei den Weckern unterscheidet man je nachdem, ob wie bei Hausklingeln eine große Anzahl hintereinander folgender Töne oder nur ein Ton gegeben wird, die „Rasselwecker“ einerseits und die „Einschlagwecker“ andererseits. Bei den ersteren wird der Strom in rascher Folge selbsttätig unterbrochen, so daß die Glocke des Weckers entsprechend schnell angeschlagen wird. Beim Einschlagwecker dagegen wird bei jedem einzelnen Stromschluß der Klöppelanker nur einmal angezogen, die Glocke also nur einmal angeschlagen. — Die elektrischen Hupen besitzen wie die Rasselwecker ein Magnetssystem mit einem Selbstunterbrecher, doch wirkt hier der bewegliche Anker auf eine vor einem Schalltrichter eingespannte Metallmembran, die entsprechend der Ankerbewegung in Schwingungen versetzt wird, so daß ein Summertönen erzeugt wird.

Für die Fördersignale eignen sich die Einschlagwecker in erster Linie, da die Signalgebung durch einzelne oder in bestimmten Gruppen abgegebene Glockenschläge besonders deutlich ist und eine rasche Verständigung der Anschläger und des Maschinisten ermöglicht, auch die Gehörnerven auf die Dauer nicht zu stark beansprucht.

Für die Verständigung zwischen Füllort und Hängebank einerseits und zwischen Hängebank und Fördermaschine andererseits werden heute durchweg

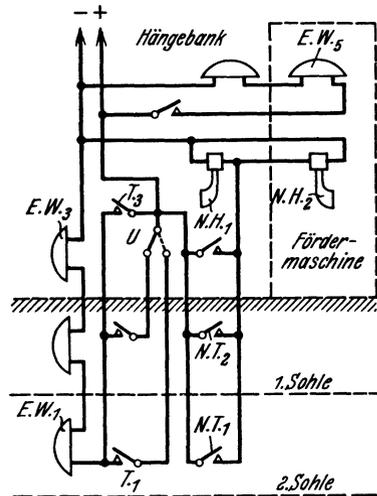


Abb. 759. Schaltungsplan einer Einschlagwecker-Signalanlage mit einpoligen Kontakten.

zwei besondere Stromkreise vorgesehen, wie die grundsätzliche Darstellung in Abb. 759 erkennen läßt. Die Stromquelle ist für beide Stromkreise die gleiche, doch muß durch Verwendung gut isolierter Leitungen, wozu sich Kabel am besten eignen, dafür gesorgt werden, daß ungewollte Stromverzweigungen durch Erd- und Nebenschlüsse vermieden werden. Es empfiehlt sich daher, den Isolationszustand der Schachtsignalanlagen mit Hilfe von Erdschluß-Prüfeinrichtungen dauernd nachzuprüfen (vgl. Ziff. 267). Wichtig ist es auch, daß nicht nur die empfangende Signalstelle das Zeichen erhält, sondern auch die gebende, damit der Anschläger sich vergewissern kann, welches Zeichen er gegeben hat und daß Strom vorhanden sowie überhaupt die Einrichtung in Ordnung ist. Diese Möglichkeit ist gleichzeitig ein weiterer wesentlicher Vorzug der elektrischen Signalanlagen überhaupt.

Außer der Signaleinrichtung für die Übermittlung der üblichen Fördersignale wird in der Regel noch ein Notsignal vorgesehen, das allen Anschlägern in Fällen höchster Gefahr ein unmittelbares Haltsignal nach der Maschine ermöglicht. Für diese auch durch den Ton zu kennzeichnenden Notsignale sind heute die Hupen allgemein üblich. Sie werden (vgl. Abb. 759) durch besondere Kontakte von allen Anschlagstellen aus betätigt und liegen in einem eigenen Stromkreis, der aber auch die Stromquelle der Haupt-Signaleinrichtung benutzen kann.

Der Schaltplan nach Abb. 759 läßt zunächst die an eine gemeinsame Stromquelle angeschlossenen drei Stromkreise erkennen, nämlich den Stromkreis Füllort—Hängebank mit Kontakten  $T_1$ — $T_3$  und den Einschlagweckern  $E. W._1$ — $E. W._3$ , ferner den Stromkreis Hängebank—Fördermaschine mit einer weiteren Drucktaste und zwei Einschlagweckern und drittens den Stromkreis für die Nothupen  $N. H._1$  und  $N. H._2$ , die durch die Notkontakte  $N. T._1$ ,  $N. T._2$  usw. betätigt werden. Die in der Abbildung nur schematisch angedeuteten Kontakte können als Drucktasten, Hebel- oder Zugkontakte ausgebildet werden. Die letzteren werden für den Schachtsignaldienst bevorzugt. Sie werden in einem geschlossenen Gehäuse ( $d$  in Abb. 764 auf S. 672) untergebracht und unter Öl betätigt. Die Hintereinanderschaltung der einzelnen Signalstellen, wie sie jetzt üblich ist, ermöglicht eine einfachere Leitungsanlage und bessere Selbstüberwachung, da eine Unterbrechung der Stromleitung sofort auf alle Signalstellen wirkt, wogegen bei Parallelschaltung unter Umständen die anderen Signalstellen noch weiter arbeiten und so Mißverständnisse entstehen können. Wichtig ist dabei allerdings die genaue elektrische Abstimmung der einzelnen Wecker, damit nicht der eine vor dem anderen anschlägt und für diesen den Strom unterbricht. Insbesondere eignet sich die Hintereinanderschaltung nicht für Wechselstrombetrieb, weil ein völliger Synchronverlauf bei den einzelnen Weckern sich nicht erreichen läßt; man muß dann also zu dem teureren Gleichstrombetrieb greifen.

Im Gegensatz zu der einpoligen Kontaktgebung, wie sie Abb. 759 andeutet, werden neuerdings Schachtsignalanlagen, um ihre Betriebssicherheit zu erhöhen, auch in doppelpoliger Schaltung ausgeführt; in diesem Falle werden die Wecker für die Dauer der Signalpausen allpolig abgeschaltet<sup>1)</sup>.

<sup>1)</sup> S. Glückauf 1928, Nr. 19, S. 606 u. f.; Ullmann: Eine neue Schaltung für elektrische Schachtsignalanlagen.

**264. — Optische Signale.** Die für das Auge berechneten Signale haben verschiedene Vorzüge. Zunächst können sie von dem am Schachte herrschenden Lärm nicht übertönt werden. Ferner bleiben sie im Gegensatz zu den vergänglichen Hörsignalen dauernd sichtbar und schließen dadurch Mißverständnisse besser aus. Auch werden Schausignale rascher erfaßt und erfordern geringere geistige Anstrengung, da das Gedächtnis, das bei Hörsignalen für das Zählen der einzelnen Schläge herangezogen wird, hier nicht beansprucht zu werden braucht. Dazu kommt, daß sich besondere Signale, die bei Hörsignalen eine größere oder in Abschnitte geteilte Zahl von Schlägen erfordern (z. B. „Schachtbesichtigung“) durch unmittelbare schriftliche Form geben lassen. Schließlich eignet die Schausignalgebung sich auch für den Fall besonders gut, daß für verschiedene, nicht weit voneinander entfernte Punkte je eine selbständige Signalanlage eingerichtet werden soll.

Dieser letztere Fall liegt bei der Bedienung mehrbödiger Fördergestelle mit Hilfe mehrerer Abzugbühnen vor, wo sich dann die Notwendigkeit ergibt, daß einerseits die Anschläger der Nebenbühnen ihre Signale dem Anschläger der Hauptbühne übermitteln und daß andererseits dieser letztere das Signal zur Hängebank bzw. zur Maschine weitergibt. In diesem Falle würden bei Hörsignalen Glocken mit verschiedener Klangfarbe zu verwenden, trotzdem aber noch leicht Mißverständnisse möglich sein. Bei optischer Signalgebung dagegen kann die Verständigung in der Weise erfolgen, daß jedem Nebenanschlag eine bestimmte Nummer entspricht, die bei der Betätigung der Signalvorrichtung erscheint und mit der Weitergabe des Signales zur Hängebank bzw. Maschine durch den Anschläger der Hauptbühne wieder zum Verschwinden gebracht wird, so daß der Anschläger gleichzeitig eine Gewähr für richtige Signalgebung hat. Auf diese Weise wird auch die erneute Signalgebung beim nächsten Treiben ermöglicht und jedem Hilfsanschläger die Gewißheit gegeben, daß sein Signal verstanden worden ist.

Schausignale können in verschiedener Form auf der Empfangseite erscheinen. Man kann durch den Strom ein Zeichen oder eine Nummer durch Bewegung der diese tragenden Scheibe oder umgekehrt durch Entfernung einer diese verdeckenden Klappe sichtbar machen oder Lampen von verschiedener Farbe an verschiedenen Stellen aufleuchten oder aber das Signal unmittelbar in Schriftform erscheinen lassen, und zwar in Leuchtschrift auf dunklem Hintergrunde oder als Feld einer Signalscheibe, die alle in Betracht kommenden Befehle enthält.

Eine besondere Art der optischen Signalübermittlung ist in den sog. „Schnell“- oder „Fertig-Signaleinrichtungen“<sup>1)</sup> entwickelt worden. Die Vorteile dieses neuen Signalsystems zeigen sich vorzugsweise bei mehrbödigen Fördergestellen und gleichzeitiger Abfertigung von mehreren Abzugbühnen. Entgegen der vorstehend erläuterten Art der Signalübermittlung, bei der Füllort- und Hängebank-Anschläger hintereinander geschaltet sind, erhält der Anschläger an der Hängebank kein Signal vom Füllortanschläger, und ebenso werden den Anschlägern der Hauptbühne am Füllort und auf der Hänge-

<sup>1)</sup> Glückauf 1931, Nr. 22, S. 730 u. f.; Dr.-Ing. C. Körfer: Untersuchung über die Zeitersparnis durch Schnellsignalanlagen.

bank keine Abfertigungssignale von den Nebenbühnen übermittelt, sondern jeder Anschläger gibt sein „Fertig!“-Signal ab, sobald er den Förderkorb abgefertigt hat; die einzelnen Anschläger sind also hinsichtlich der Signalübermittlung an den Maschinenführer parallel geschaltet. Im Maschinenraum leuchtet dabei entweder je eine der Anschlagstelle entsprechende Lampe auf, (so daß z. B. bei je drei Anschlagstellen am Füllort und auf der Hängebank schließlich sechs Lampen aufleuchten), oder es leuchtet bei der ersten Fertigmeldung eine „Achtung!“-Lampe und bei der letzten Fertigmeldung eine Fahrtlampe auf; mit der letzteren ertönt dann gleichzeitig ein Rasselwecker, der den Maschinenführer noch besonders aufmerksam macht und erst dadurch abgeschaltet wird, daß der Maschinenführer den Bremshebel lüftet. Bei dringender Gefahr kann auch durch eine Notsignaleinrichtung, die von allen Anschlägern bedient werden kann, eine abgegebene Fertigmeldung noch im letzten Augenblick zurückgenommen und das Anfahren verhindert werden.

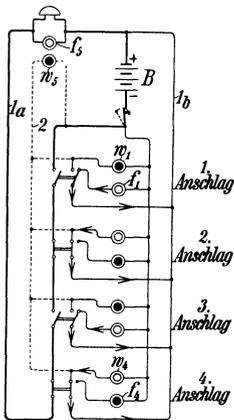


Abb. 760. Schaltbild einer Fertig-Signalanlage.

Diese Art der Signalübermittlung bietet zunächst den Vorteil einer wesentlichen Beschleunigung, da der Anschläger an der Hängebank die vom Füllort kommenden Signale nicht erst geistig zu verarbeiten und dann weiterzugeben hat. Sie entlastet ferner den Hängebank-Anschläger, der nur noch als Signalgeber, nicht mehr als Signalempfänger arbeitet, und schützt auf diese Weise auch vor Irrtümern bei der Weitergabe der Signale von der Hängebank aus.

In der Tat haben genaue Messungen im Betriebe ergeben, daß sich durch das Fertig-Signalverfahren eine wesentliche Abkürzung der Bedienungszeiten erzielen läßt, die bei voller Ausnutzungsmöglichkeit für die Förderanlage Mehrleistungen bis zu 15% ermöglicht.

Von besonderer Bedeutung ist die Fertig-Signalgebung auch für die Seilfahrt, da sie dann auch zur weiteren Erhöhung der Sicherheit, und zwar durch Einschalten farbiger Lampen in den Stromkreis, ausgenutzt werden kann. Abb. 760 gibt einen Teil des Schaltungsplanes einer solchen Anlage nach einer Ausführung der Mix & Genest A.-G. wieder; sie gibt gleichzeitig ein Beispiel für eine Signalübertragung, die dem Maschinenführer nicht die von den einzelnen Anschlägern gegebenen Signale, sondern nur das Schlußsignal übermittelt. Es ist nur die Hängebank mit vier gleichzeitig zu besteigenden Böden des Förderkorbes, also insgesamt vier Anschlägen, dargestellt. Sämtliche Signalkontakte sind im Stromkreis  $1a$  hintereinander geschaltet, so daß der Strom zum Fördermaschinenraum erst nach Schluß aller Kontakte fließen kann. Nach dem Schließen eines Kontaktes leuchtet auf dem Anschlage statt der an den Stromkreis  $1b$  angeschlossenen grünen Lampe  $f$ , die das Ein- und Aussteigen von Fahrenden gestattet, die im gleichen Stromkreis liegende rote Warnlampe  $w$  auf und verbietet weiteren Verkehr. Im Fördermaschinenraum dagegen ist zunächst die rote Lampe  $w_5$  durch den Nebenstromkreis 2 an die Batterie  $B$  angeschlossen, wogegen mit Schluß des letzten Kontaktes die grüne Fertiglampe  $f_5$  zum Aufleuchten gebracht wird und gleichzeitig der

Wecker ertönt. Sobald der Maschinenführer die Bremse lüftet, betätigt er den unter der Batterie *B* sichtbaren „Löschkontakt“, der den Stromkreis unterbricht und alle Lampen erlöschen läßt. Die Abbildung veranschaulicht den Augenblick, wo die Kontakte am 2. und 4. Anschlag bereits geschlossen und die zugehörigen Lampen entsprechend umgeschaltet sind.

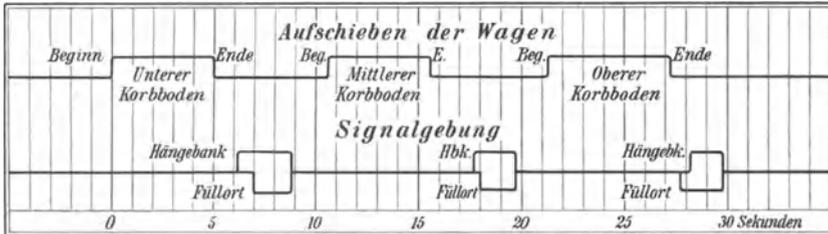


Abb. 761. Zeitlicher Verlauf des Wagenwechsels und der Signalgebung.

Den zeitlichen Verlauf der Signalgebung für eine Fertig-Signalanlage im Anschluß an den jeweiligen Wagenwechsel für die einzelnen Böden eines dreibödigen Förderkorbes zeigt das Schaubild in Abb. 761<sup>1)</sup>. Die obere Linie stellt die Zeit für das Aufschieben und Ablaufen der Wagen dar, die untere die Signalgebung. Man sieht, daß die Hängebank im allgemeinen etwas eher für die Signalgebung fertig ist als das Füllort und daß die Zeiträume für den Wagenwechsel etwas kleiner sind als diejenigen für das Umsetzen des Förderkorbes + Signalgebung. Die Gesamt-Bedienungszeit beträgt rund 30 s.

**265. — Vereinigte Hör- und Schausignale** können bei elektrischen Signalgeräten ohne Schwierigkeiten gegeben werden, so z. B. in der Form der sog. Zeigertelegrafen (Abb. 762), wie sie z. B. auf Schiffen seit langer Zeit für die Befehlsübermittlung zwischen den Kommandostellen und den Maschinenräumen gebräuchlich sind. Diese Zeigertelegrafen mit Handrad *r* zum Einstellen der Zeiger, wie sie von Siemens & Halske und der Neufeldt & Kuhnke-G. m. b. H. (Kiel) geliefert werden, eignen sich insbesondere für die Übermittlung solcher Signale, die bei einer Schlagsignaleinrichtung mit Einschlagweckern nur durch zusammengesetzte Schlaggruppen wiedergegeben werden können und als Ankündigungssignale gelten. Es sind dies Signale wie „Seilfahrt“, „Schachtbesichtigung“, „Sprengstoffe einhängen“ usw., die in der Regel für eine gewisse Zeit Geltung haben und daher als „Standsignale“

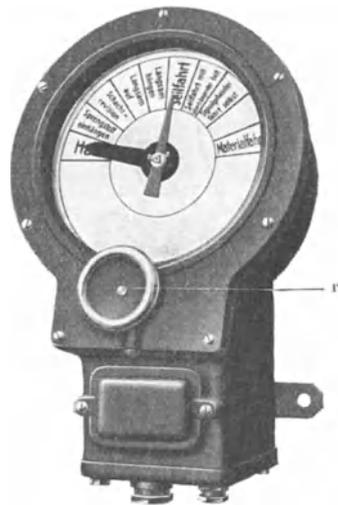


Abb. 762. Zeigertelegraf der Siemens & Halske A.-G.

<sup>1)</sup> S. den auf S. 643 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz von Dr.-Ing. W. Philipp, S. 1294.

bezeichnet werden können gegenüber den Fahrsignalen „halt“, „auf“ und „hängen“. Es bleibt daher zweckmäßig die Wecker-Signaleinrichtung für die Fahrsignale bestehen, während die sog. „Standsignale“ bei allen Signalstellen mit dem Zeigertelegrafen gegeben werden. Sehr vorteilhaft ist es, wenn diese als Geber und Empfänger ausgebildeten Signalgeräte gemäß der Abbildung mit einem zweiten, andersfarbigen Zeiger für die Rückmeldung versehen werden. Bei richtiger Weitermeldung des Signals müssen sich beide Zeiger decken. Auf diese Weise wird dem Maschinenführer das Nachprüfen der Richtigkeit der Signalgebung ermöglicht.

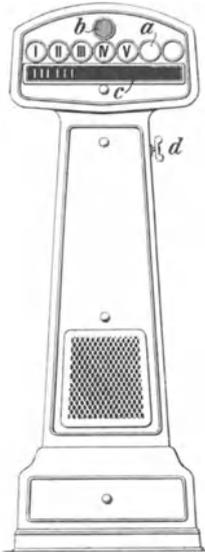


Abb. 763. Signalständer der Neufeldt & Kühnke-G. m. b. H. für elektrische Hör- und Schausignalgebung.

den der Maschinist umlegt, wenn er vom Anschläger das Signal „Seilfahrt“ erhält; der Schalter läßt an der Hängebank die Seilfahrtlampe aufleuchten.

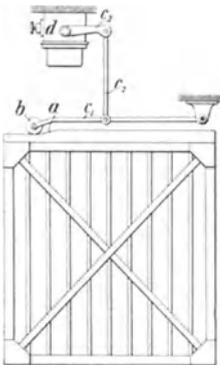


Abb. 764. Schachttor mit selbsttätiger Kontaktvorrichtung.

Eine andere Ausführungsform stellen Signalempfänger mit Wiedergabe der einzelnen Signalzeichen dar. Abb. 763 veranschaulicht einen am Stande des Fördermaschinisten aufgestellten Signalständer<sup>1)</sup>, der in seinem Kopfteil die Signaltafel, im Schaft den Wecker, die Notlampe und die erforderlichen Hilfsvorrichtungen trägt. In den Fenstern *a* erscheint durch Aufleuchten einer Glühlampe die jeweils bediente Sohle; *b* ist das bei Seilfahrt beleuchtete Fenster und *c* der Schlitz, in dem die Schausignale erscheinen. Diese werden gegeben durch einen durch den Strom betätigten und in der Schlitzrichtung verschiebbaren Hammer, der bei jeder Signalübermittlung gleichzeitig mit den vom Anschläger gegebenen Glockenzeichen ein Bündel frei auf einer Welle pendelnder Eisenblechlamellen hochschlägt. *d* ist ein „Quittungsschalter“,

Neuerdings sind Schreibgeräte eingeführt worden, die sämtliche Signale in Verbindung mit dem Förderschaubild der Maschine selbsttätig aufzeichnen — und zwar getrennt nach den von den Füllörtern und von der Hängebank gegebenen Signalen — und die auch das Lüften und Schließen der Bremse angeben. Erwähnt sei das von Heß angegebene Gerät, das die Signale in Rotschrift wiedergibt und von der Mix & Genest-A.-G. in Berlin-Schöneberg ausgeführt wird<sup>2)</sup>. Man kann auf diese Weise alle Fördervorgänge in der Art und Reihenfolge, wie sie sich abgespielt haben, noch nachträglich feststellen und erzieht so gleichzeitig auch den Maschinenführer, der sich fortwährend überwacht weiß, zu besonderer Sorgfalt.

**266. — Torschluß-Meldeanlagen.** In Schächten, die hauptsächlich der Seilfahrt dienen, kann nach

<sup>1)</sup> Glückauf 1922, Nr. 1, S. 20 u. f.; Dr. Matthiass: Die optisch-akustischen Schachtsignalanlagen auf Schacht 4 der Gewerkschaft Friedrich Thyssen.

<sup>2)</sup> S. Glückauf 1928, Nr. 26, S. 892 u. f.; F. Heß: Signalschreiber für Fördermaschinen.

der Erfindung des Maschineninspektors Weinand von der Zeche Rheinpreußen noch eine besondere Sicherheitseinrichtung zur Verhütung von Unfällen eingebaut werden, die darin besteht, daß mit jedem Schachtort gemäß Abb. 764 ein elektrischer Zugkontakt verbunden wird, der erst dann eingeschaltet wird, wenn das Tor vollständig geschlossen ist; und zwar erfolgt das Einschalten durch die schräge Fläche  $a$  an der Tür, die mittels der Rolle  $b$  und der Hebel  $cd$  den im Gehäuse  $e$  untergebrachten Kontakt schließt. Solange alle Schachttore offen sind, leuchten auf den Bühnen des Füllorts und der Hängebank grüne Lampen auf, die anzeigen, daß das Besteigen des Gestells gefahrlos ist. Während dieser Zeit ist nämlich der Bremshebel der Fördermaschine durch eine elektromagnetisch wirkende Sperrvorrichtung festgelegt, so daß ein vorzeitiges Anfahren der Maschine unmöglich gemacht ist. Diese Sperrung der Fördermaschine wird erst aufgehoben, wenn sämtliche Schachttore geschlossen sind. Wird das letzte Tor (bei beliebiger Reihenfolge) zugeschoben, so verlöschen auf den Bühnen die grünen Lampen, und im Maschinenhaus leuchtet nur eine Fahrtlampe auf; gleichzeitig gibt der im Stromkreis der Torkontakte liegende Sperrmagnet den Bremshebel frei, so daß die Maschine anlaufen kann.

267. — Die Überwachung der Signalanlagen ist bei den elektrischen Anlagen besonders wichtig. Insbesondere muß die Möglichkeit bestehen, die Isolation dauernd nachzuprüfen, da sonst Erdschlüsse entstehen können. Abb. 765 zeigt z. B., wie durch Isolationsfehler bei  $a$  und  $b$  der zur Fördermaschine führende Stromkreis mit demjenigen zwischen Hängebank und Füllort gekuppelt werden kann, so daß ein von einem Füllortanschläger (beispielsweise mittels des Kontaktes  $k_2$ ) gegebenes Signal sofort zum Fördermaschinenwecker  $w_5$  geht. Es werden daher besondere Meßeinrichtungen mit Erdschluß vorgesehen, die einen Erdstrom sofort nachzuweisen gestatten.

268. — Verbindung zwischen Hängebank und Fördermaschine. Fernsprecher. Für die Verständigung zwischen Hängebank und Fördermaschine empfiehlt sich eine Verbindung durch Sprachrohr oder Fernsprecher, damit in ungewöhnlichen Fällen der Maschinenführer genau aufgeklärt und eine besondere Führung der Maschine verabredet werden kann. Sog. „lautsprechende Telefone“ eignen sich für diesen Zweck besonders, weil dann der Maschinist bei passender Aufstellung des Lautsprechers seinen Führerstand nicht zu verlassen braucht, wenn ihm von der Hängebank ein Befehl zugerufen wird.

269. — Die Signalgebung vom Förderkorbe aus ist in erster Linie wichtig für Ausbesserungs- und Überprüfungsarbeiten im Schachte, wie sie meistens nachts stattfinden. Dazu kommen die Fälle, in denen wegen eines bei der Förderung oder Seilfahrt eingetretenen Unfalls, wie Hängenbleiben eines Fördergestells, Seilbruch mit anschließendem Eingreifen der Fangvorrichtung u. dgl., eine Verständigung dringend erwünscht ist.

In einfachster Weise kann die Verständigung durch Schläge gegen das Seil erfolgen. Jedoch reicht diese Signalgebung für größere Teufen nicht mehr aus und kann wegen der mit ihr verknüpften Unsicherheit gefährlich werden; auch versagt sie, wenn die Fahrenden nicht auf dem Deckel des Förderkorbes

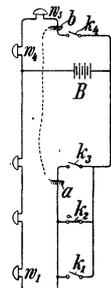


Abb. 765.  
Bedeutung  
von Erdschlüssen in  
folge von  
Isolations-  
fehlern.

stehen oder nicht dorthin gelangen können. Auch die für mäßige Teufen sehr zweckmäßige Signalgebung mit Sirenen, Hupen u. dgl. ist, falls die Betätigung innerhalb des Förderkorbes erfolgen muß, nicht für Schächte von größerer Tiefe geeignet.

Am besten hat sich für größere Tiefen ein einfacher elektrischer Zugkontakt an der Hängebank bewährt, der vom Förderkorbe aus in verschiedenartiger Weise betätigt werden kann. Bei einer häufig angewendeten Ausführung wird ein am Zughebel befestigter Litzenstrang oder auch ein kräftiger Draht, durch ein Gewicht gespannt, in solcher Lage eingehängt, daß er vom Fahrstuhl aus erreichbar ist und durch Ziehen an ihm ein Stromschluß im Zugkontakt erzeugt wird. Das Gewicht des Zugdrahtes und Spannungsgewichtes wird durch eine entsprechende Gegenfeder am Zughebel ausgeglichen. In den Stromkreis des Zugkontaktes wird ein Einschlagwecker geschaltet, der im Maschinenhaus beim Führerstand angebracht wird, so daß unmittelbar Signale vom Fördergestell nach dem Maschinenhaus abgegeben werden können.

Diese Signalgebung leidet allerdings trotz der weitgehenden Ausgleichung des Drahtgewichts an dem mit zunehmender Schachttiefe wachsenden Nachteile aller Drahtzüge, nämlich an der durch die Massenwirkung des Drahtes und seine Eigenschwingungen veranlaßten Unsicherheit der Signalübermittlung. Andererseits haben sich aber weitergehende Anordnungen, wie z. B. am Schachteinbau befestigte Kontaktschienen, die durch eine vom Korbe aus vorgeschobene Kontaktrolle verbunden werden<sup>1)</sup>, nicht bewährt, da sie in der Anlage zu teuer sind und durch die unvermeidlichen Bewegungen im Schachte sowie durch ungünstigen Einfluß von Feuchtigkeit oder Tropfwasser auf die Kontaktleitungen in ihrer Wirkung zu sehr beeinträchtigt werden.

### h) Fördergerüste und Seilscheiben<sup>2)</sup>.

**270. — Fördergerüste.** Bei der Ausgestaltung der die Seilscheiben tragenden Fördergerüste ist außer den auftretenden Zugkräften einmal die erforderliche Höhe und ferner die Art der Verlagerung der Seilscheiben zu berücksichtigen.

Die Höhe wird in erster Linie durch die Erwägung bedingt, daß zwischen der Hängebank und den Seilscheiben ein genügender Spielraum bleiben muß, um im Falle eines Übertreibens eine gewisse Sicherheit zu bieten. Je größer also das Gewicht und die Geschwindigkeit der Fördergestelle und die Schwungmassen der Fördermaschine sind, um so höher muß das Gerüst werden. Daher verlangt z. B. das Oberbergamt Dortmund für größere Seilfahranlagen wenigstens 10 m „freie Höhe“, d. h. Abstand zwischen dem Seileinband und den Prellträgern, wogegen für kleinere Anlagen eine freie Höhe von 3 m als ausreichend erachtet wird. Ein zweiter Gesichtspunkt ist die Höhenlage der Förderhängebank; wird die Rasenhänge-

<sup>1)</sup> S. die 3./4. Aufl. dieses Bandes, S. 551, Abb. 616.

<sup>2)</sup> Näheres s. bei Th. Möhrle: Das Fördergerüst, seine Entwicklung, Berechnung und Konstruktion (Berlin, Phoenix-Verlag), 2. Aufl., 1928; — ferner Fördertechn. u. Frachtverkehr 1925, Heft 6, S. 64 u. f.; H. Robert: Aus der Entwicklung der Fördergerüste; — ferner Glückauf 1928, Nr. 10, S. 310 u. f.; Dr.-Ing. F. Kögler: Grundsätze für die statische Berechnung der Fördergerüste.

bank als solche benutzt, so kann das Fördergerüst wesentlich niedriger werden (vgl. Ziff. 212). Im deutschen Bergbau, in dem im allgemeinen für größere Förderanlagen mit einer erhöhten Hängebank gerechnet werden muß, dient die Rasenhängebank zum Einhängen von schweren Maschinenteilen, von Holz, Schienen, Bergen, zum Einbau neuer Fördergestelle u. dgl.

Die Seilscheiben können neben- und übereinander liegen. Ersteres ist der Fall bei Fördermaschinen mit Seiltrommeln oder Bobinen, weil deren Breite bzw. Abstand zur Verringerung der schädlichen seitlichen Seilablenkung einen seitlichen Abstand der Seilscheiben erforderlich macht, der am besten gleich der Entfernung von Mitte zu Mitte Trommel bzw. Bobine ist. Bei Fördermaschinen mit Treibscheibe dagegen ist es aus demselben Grunde erwünscht, die Seilscheiben unter sich und mit der Treibscheibe in eine seigere Ebene zu verlegen, so daß dann die Seilscheiben übereinander zu liegen

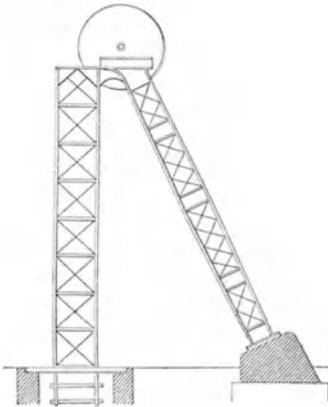


Abb. 766. Seitenansicht eines Stahl-Fördergerüsts.

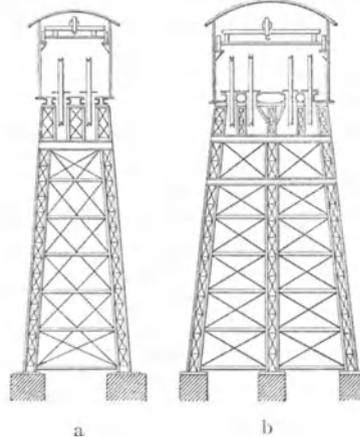


Abb. 767 a und b. Vorderansicht von Stahl-Fördergerüsten.

kommen; das Gerüst wird dann freilich schmaler, aber entsprechend höher, und es ergibt sich ein etwas kleinerer Umschlingungswinkel für die Treibscheibe. Für Rundseile wird im allgemeinen ein größter Seilablenkungswinkel von  $1\frac{1}{2}^{\circ}$  noch als zulässig betrachtet.

Die Fördergerüste werden, da die gemauerten und durch Strebepfeiler verstärkten Schachttürme früherer Zeiten den heutigen Beanspruchungen nicht mehr gewachsen sind, jetzt in Profilstahl oder in Eisenbeton ausgeführt.

271. — **Stahl-Fördergerüste** haben ein verhältnismäßig geringes Eigengewicht. Sie können daher auch geringere Seitenkräfte, wie sie durch den Seilzug ausgeübt werden, nicht durch ihr Eigengewicht aufnehmen, sondern müssen gemäß Abb. 766 durch eine Strebe, deren Richtung der Resultierenden aus dem Seilzug zur Fördermaschine und demjenigen im Schachte entspricht, gegen die Maschine hin abgestützt werden. Je nachdem, ob diese Strebe sich aus 2 oder 3 Einzelstützen zusammensetzt, spricht man von einem „zweibeinigen“ (Abb. 767a) oder „dreibeinigen Bock“ (Abb. 767b). Wird das Eigengewicht der Seilscheiben und der Strebe noch durch zwei besondere Streben getragen, so ergibt sich der „vierbeinige“ oder „englische“ Bock (Abb. 768).

Das Führungsgerüst soll möglichst zur Aufnahme der Zugkräfte nicht mit herangezogen, sondern davon entlastet, sozusagen an dem Bockgerüst „aufgehängt“ werden, wie das am deutlichsten in Abb. 768 hervortritt. Denn es würde sonst den Druck auf den Schachtausbau übertragen und außerdem elastischen Formänderungen ausgesetzt werden, die für die Führung der Gestelle ungünstig sein würden; auch würde im Falle eines Übertreibens der hochgehende Förderkorb die tragenden Bauteile schwer beschädigen können.

Unerwünschte Spannungszustände, wie sie namentlich bei den nach dieser Richtung hin empfindlichen Doppel-Fördergerüsten durch Bodenbewegungen

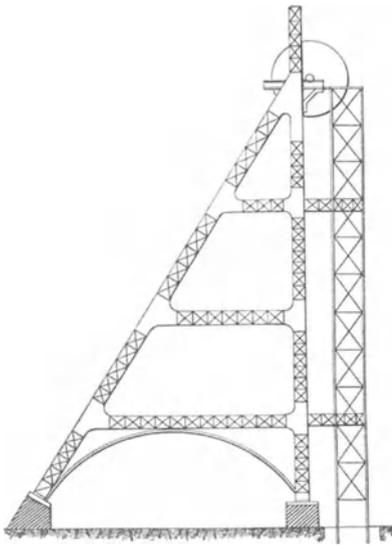


Abb. 768. Seitenansicht eines englischen Bockes.

in der Umgebung des Schachtes eintreten können, werden abgeschwächt, wenn die Fördergerüste „statisch bestimmt“, d. h. mit Einschaltung von Gelenken, ausgeführt werden. Beispiele bieten größere Fördergerüste für Ruhrzechen, wie sie von der „Gutehoffnungshütte“ in Sterkrade für den Schacht Consolidation IX und von der Fried. Krupp-A.-G. für den Schacht Hannover 3 ausgeführt worden sind<sup>1)</sup>. Das letztere Gerüst zeichnet sich außerdem dadurch aus, daß es aus einem bockartigen Teil mit 2 Stützen und einer nach der Gegenseite abstützenden Pendelstütze zusammengesetzt ist; es liegen also nur 3 Stützpunkte vor, durch die sich immer eine Ebene legen läßt, und das Gerüst wird durch diese „Dreipunktagerung“ auch bei einseitiger Schiefstellung gegen größere Spannungen geschützt.

Das Gewicht der neuzeitlichen Fördergerüste für größere Lasten schwankt bei den für eine einfache Förderung bestimmten Gerüsten zwischen etwa 80 und 150 t, bei Doppelfördergerüsten zwischen etwa 120 und 350 t, ihr Preis also bei einem Einheitsatze von 400  $\mathcal{M}$ /t zwischen 32000 und 60000  $\mathcal{M}$  bzw. 48000 und 140000  $\mathcal{M}$ . Ihre Höhe bewegt sich in den Grenzen von etwa 20 und 50 m.

**272. — Eisenbeton-Fördergerüste** können bei geringerer Höhe und schwächeren Seitenkräften ohne Strebe gebaut werden, weil dann das Eigengewicht, das etwa das Vierfache desjenigen der Stahlgerüste beträgt, zur Aufnahme des Seilzuges noch ausreicht. Wird eine Strebe benötigt, so macht sich deren Eigengewicht bei freitragender Bauweise ungünstig bemerklich; es ist daher vorzuziehen, durch Einbau der Strebe in die Schachthalle oder ihre Verbindung mit dem Führungsgerüst einen Teil dieses Gewichtes abzufangen (s. Abb. 675 auf S. 568)<sup>2)</sup>.

<sup>1)</sup> Glückauf 1924, Nr. 29, S. 622 u. f.; Pommer: Neuere Doppelfördergerüste auf Zechen des Ruhrbezirks.

<sup>2)</sup> S. Glückauf 1921, Nr. 38, S. 901 u. f.; Dr.-Ing. F. Kögler: Fördertürme und Fördergerüste in Eisenbeton; — ferner ebenda 1922, Nr. 30, S. 917 u. f.

**273. — Fördertürme<sup>1)</sup>.** Bei der Treibscheibenförderung kann man, da hier die breite Fördertrommel mit ihrer ungünstigen Seilablenkung fortfällt, die Fördermaschine unmittelbar auf das Fördergerüst selbst setzen. In der Tat hat Koepe gleich in seinem Patent für die Treibscheibenmaschine deren Aufstellung über dem Schachte vorgesehen, und in dieser Weise ist auch die Treibscheibenförderung in der ersten Zeit ihrer Anwendung verschiedentlich betrieben worden<sup>2)</sup>. Man ist dann wegen der starken Beanspruchung des Seilscheibengerüsts durch die Erschütterungen des Maschinenbetriebes, die wiederum auch auf die Maschine selbst zurückwirkten, wegen des großen Gewichtes und der Abmessungen der neuzeitlichen Fördermaschinen, wegen der Schwierigkeit, die Dampfleitung dicht zu halten und wegen der Gefährdung der Maschine im Falle eines Übertreibens über die Hängebank wieder von dieser Anordnung abgegangen, so daß nach wie vor auch bei Treibscheibenmaschinen die Aufstellung seitwärts vom Schachte und die Leitung des Seiles über Seilscheiben die Regel bildet.

Durch die Einführung der elektrischen Fördermaschine sind jedoch diese Bedenken gegen die Aufstellung der Maschine über dem Schachte größtenteils gegenstandslos geworden. Denn eine elektrische Treibscheiben-Fördermaschine kann genügend leicht und gedrängt gebaut werden, um keine zu große Belastung des Seilscheibengerüsts darzustellen. Auch treten bei einer solchen Maschine infolge ihrer gleichförmigen Drehbewegung nicht die Seitenkräfte auf, wie sie durch die Kurbelbewegung beim Dampftrieb verursacht werden und zu starken Seitenschwingungen führen, denen ein Förderturm, bei dem diese Kräfte an einem sehr langen Hebelarm angreifen, auf die Dauer nicht gewachsen ist. Dazu kommt, daß bei elektrisch angetriebenen Fördermaschinen, die für ein rechtzeitiges Anhalten des Fördergestelles die denkbar beste Gewähr bieten, die Gefahr des Übertreibens auf ein Mindestmaß herabgedrückt ist (vergl. S. 665). Daher ist heute schon eine Anzahl von Fördertürmen für Treibscheibenförderungen im Steinkohlen- und Kalisalzbergbau in Betrieb.

Bei einer solchen Turmaufstellung der Maschine fallen also die Seilscheiben fort, und an die Stelle des gegen die Fördermaschine hin abgestützten Gerüsts tritt ein einfacher Turm, der die während der Förderung auftretenden Zug- und Druckspannungen in sich selbst aufnehmen muß. Ein solcher Turm wird an sich verhältnismäßig teuer, da er ja gleichzeitig das Eigengewicht der Fördermaschine zu tragen hat. Dafür fallen aber die Streben und das Fördermaschinenhaus fort, so daß die Anlagekosten zwar bei Schächten mit nur einer Förderung erhöht, bei Doppelschächten aber etwas erniedrigt werden. Günstig ist ferner die Rausersparnis, die besonders für bereits vorhandene Schachtanlagen mit beengten Raumverhältnissen von Belang ist, das Freihalten der

vom gleichen Verfasser: Neue Fördertürme und Fördergerüste in Eisenbeton; — ferner ebenda 1927, Nr. 6, S. 195 u. f. vom gleichen Verfasser: Neuere Fördertürme und Fördergerüste aus Eisenbeton; — ferner ebenda 1927, Nr. 21, S. 767 u. f.; Acker mann: Das Eisen als Baustoff für Fördertürme und Fördergerüste.

<sup>1)</sup> S. auch Kali 1912, Nr. 11, S. 265 u. f.; Th. Möhrle: Förderturm oder Fördergerüst?

<sup>2)</sup> Vgl. z. B. Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1881, S. 261; Versuche und Verbesserungen; — s. auch den auf S. 643 in Anm. <sup>2)</sup> angeführten Aufsatz von Dr. Fr. Schmidt.

Umgebung des Schachtes und der Wegfall des sonst zwischen Fördermaschine und Schacht durchhängenden Seilstückes, wodurch das Schlagen des Seiles im Schacht wesentlich vermindert wird. Auch wird das Seil mehr geschont, da es weniger Biegungen erleidet und den Witterungseinflüssen entzogen wird. Ein weiterer Vorteil ist die Verringerung der Seilrutschgefahr durch Vergrößerung des Umschlingungswinkels, da ohnehin Gegenscheiben vorgesehen werden müssen, um jeweils das eine Seiltrumm in die Mittelachse des Fördertrums abzulenken.

Einen aus Eisenbeton gebauten Förderturm für eine Doppelförderung zeigt Abb. 769.  $T_I$  und  $T_{II}$  sind die beiden Treibscheiben,  $G_I$  und  $G_{II}$  die Gegenscheiben und  $s_1$   $s_2$

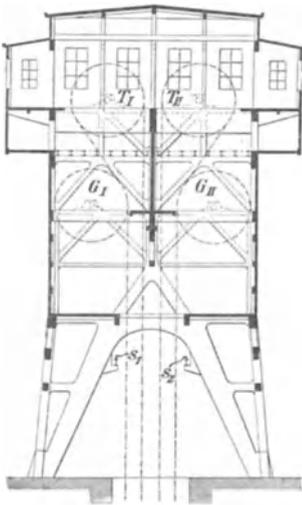


Abb. 769. Förderturm aus Eisenbeton für einen Doppelförderschacht auf der Saargrube Camphausen.

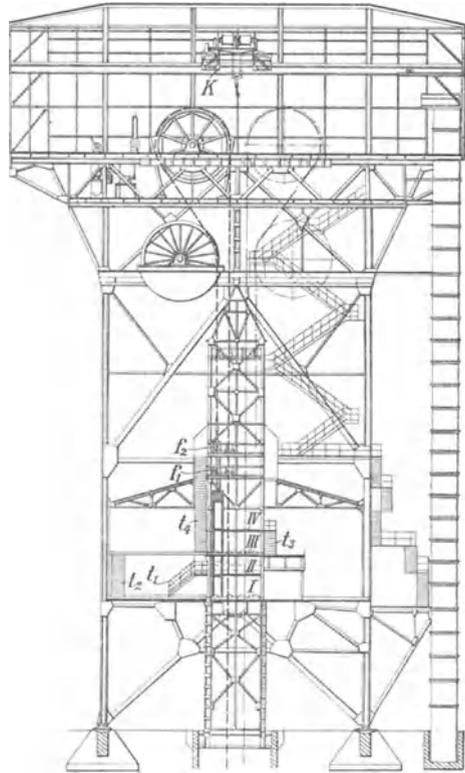


Abb. 770. Doppelförderturm aus Profilstahl für die Schachanlage Hannibal bei Hordel i. W.

Schienen für eine Laufkatze zum Zwecke des Einbaues neuer Fördergestelle und des Einhängens schwerer Teile.

Abb. 770 veranschaulicht einen in Stahl ausgeführten Förderturm, der gleichfalls für 2 Fördermaschinen gebaut, vorläufig aber nur mit einer ausgerüstet ist. Die auftretenden Kräfte werden in den unteren Höhenabschnitten durch Sprengwerke, in den oberen durch Diagonalversteifungen aufgenommen. Für die Seilfahrt werden vier Bühnen (I—IV) benutzt, von denen die drei oberen mittels der Treppen  $t_1$ — $t_3$  erreicht werden können. Die Fanglager (vgl. Ziff. 256) sind doppelt angeordnet ( $f_1$   $f_2$ ) und mittels der Treppe  $t_4$  zugänglich. Die äußeren Trumme der Förderseile werden durch Gegenscheiben

abgelenkt. Der Laufkran *K* ermöglicht den Einbau der Fördermaschine und die Auswechslung ersatzbedürftiger Teile. Der rechts sichtbare, am Turm aufgehängte Personen- und Werkstoffaufzug ist mit Stahlblech verkleidet. Der Fördermaschinenraum ist, um an Gewicht zu sparen, in Eisenfachwerk mit Ausmauerung in Leichtbeton und weitgehender Verglasung ausgeführt.

Der aus Eisenbeton erbaute Förderturm der Schachanlage Maurits in Holl.-Limburg zeigt die Besonderheit, daß er aus dem vorhin angeführten Grunde nur an drei Stellen aufrucht.

Fördertürme werden wegen der für den Maschinenraum vorzusehenden Höhe und der erforderlichen Zwischenschaltung von Ablenkscheiben höher als Fördergerüste. Die wichtigsten Zahlen für einige Ausführungen ergeben sich aus nachstehender Zusammenstellung:

Schachanlage	Höhe m	Ge- wicht t	Baustoffe	Hersteller
Camphausen . . .	40,7	840	} Eisen- beton	Carl Brand, Düsseldorf Franz Schlüter A.-G., Dortmund
Maurits 2 . . . .	54,1	4600		
Minister Stein, Schacht Emil Kir- dorf . . . . .	62,4	1220	} Stahl	Ver. Stahlwerke, Ab- teilung Dortmunder Union Friedrich Alfred-Hütte, Rheinhausen Maschinenfabrik Hum- boldt, Köln-Kalk
Hannibal I. . . . .	65	850		
Königsborn IV . .	66,8	970		

**274. — Vergleich zwischen Stahl- und Eisenbeton-Ausführung.** Stahlfördergerüste bieten den Vorteil des raschen Aufbaues, der einfachen Ausführung von Änderungen (z. B. Erhöhung, Verstärkung, Abbruch und Wiederaufbau an anderer Stelle) und eines geringen Bodendruckes. Von ihrem Beschaffungspreise kann der spätere Erlös für den Schrot abgerechnet werden. Andererseits sind ihre Schwingungen infolge des Förderbetriebes und die damit verbundenen ungünstigen Rückwirkungen auf die Maschinenausrüstung, auf Fenster (insbesondere bei Hängebänken mit Wetterschleuse), auf die Seilscheibenlagerung und die Seile selbst stärker; auch müssen im Laufe der Zeit erhebliche Aufwendungen für Rostschutz gemacht werden. Die Ausführungen in Eisenbeton sind dagegen wegen ihrer massigen Bauart weitgehend unempfindlich gegen Erschütterungen und zeichnen sich durch große Wetterbeständigkeit aus, machen allerdings andererseits wegen des großen Bodendruckes umfangreiche Gründungskörper, namentlich bei unzuverlässigem Baugrunde, notwendig; spätere Veränderungen können nur mit großen Kosten ausgeführt werden, und ein Schrotwert kommt für den Fall des Abbruchs, der im Gegenteil noch erhebliche Kosten verursacht, überhaupt nicht in Betracht.

Hinsichtlich der Kosten der ersten Anlage besteht kein großer Unterschied, da die Eisenbetongerüste zwar etwa das vierfache Gewicht der Stahlgerüste bei gleicher Beanspruchung haben, aber je Tonne nur etwa den vierten Teil kosten. Die für den Aufbau selbst benötigte Zeit ist bei den Stahlfördergerüsten, die für die Ausführung des Bauauftrags insgesamt erforderliche Zeit bei den Eisenbetongerüsten niedriger.

**275. — Seilscheiben<sup>1)</sup>.** Die Seilscheiben erhalten auf größeren Förderanlagen zur Schonung der Seile, denen zu starke Biegungen schädlich sind, neuerdings Durchmesser von 4—7 m. Sie können aus Gußeisen, Gußstahl oder Flußstahl<sup>2)</sup> bestehen; in der Regel werden sie aus verschiedenen Werkstoffen zusammengesetzt, indem man die Nabe und den Kranz aus Gußeisen oder Gußstahl herstellt und diese Teile durch Flußstahlspeichen verbindet. Eine solche Bauart zeigt Abb. 771. Der zweiteilige gußeiserne Kranz *k* ist mit der Nabe *n* durch Flußstahlspeichen *s* verbunden; diese sind zu je zweien vorhanden und durch Bolzen *b* paarweise zusammengehalten. Die beiden Hälften des Kranzes werden durch warm aufgezoogene Schrumpfringe *r* mit angezogenen und durch Verschrauben verbundenen Lappen verbunden.

Die Verwendung von Stahlguß für den Kranz bietet gegenüber Gußeisen den Vorteil, daß der Kranz leichter ausgeführt werden kann, wodurch die

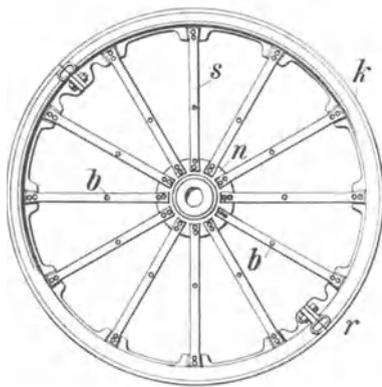


Abb. 771. Gußeiserne Seilscheibe mit schmiedeeisernen Speichen.

Schwungwirkung und damit der Seilrutsch während der Beschleunigung und Verzögerung sowie die Rückwirkung der beim Mitnehmen der Scheibe durch das Seil entstehenden Stöße auf die Maschine verringert wird. Andererseits teilt der Stahlguß mit dem Gußeisen den Nachteil der großen Härte und dementsprechend ungünstigen Wirkung auf das Seil, die sich besonders bei den nicht geschmierten Treibscheibenseilen ungünstig bemerklich macht. Die Flußstahlkranze,

wie sie z. B. die Demag liefert, vermeiden diesen Nachteil und zeichnen sich auch durch geringes Gewicht aus. Sie werden aus 4—6 Teilstücken zusammengesetzt; die Speichen werden neuerdings zur Entlastung der Verbindungsnieten zwischen ihnen und dem Kranz an ihren äußeren Enden durch doppelte Querbleche verbunden, die sich der Form des Kranzes anpassen. Die Gutehoffnungshütte schaltet zwischen Kranz und Speichen besondere Stahlgußschuhe ein, die mit dem Kranz durch Schrauben mit konisch verdickten, versenkten Köpfen verbunden sind.

Die Speichen bestehen in der Regel aus Flacheisen. Für größere Beanspruchungen führt die Demag sie als L-Eisen aus.

Neuerdings hat sich die einheitliche Herstellung der Seilscheiben aus Flußstahl mit Schweißung für die Verbindung der Speichen mit der Nabe und dem Kranz eingeführt, da sie den Übelstand der Lockerung der Niete vermeidet, einen einheitlichen Körper von größerer Widerstandskraft schafft

<sup>1)</sup> S. das auf S. 674 in Anm. <sup>2)</sup> angeführte Buch von Th. Möhrle; — ferner Kali 1926, Nr. 4, S. 61 u. f.: Über den Werkstoff der Seilscheibenkranze im Kalibergbau.

<sup>2)</sup> Gewöhnlich als „Schmiedeeisen“ bezeichnet.

und verschlissene Stellen durch Aufschweißen neuen Werkstoffs auszubessern gestattet. Solche Scheiben werden von der Westfalia-Dinnendahl-Gröppel A.-G. in Bochum<sup>1)</sup> und der Maschinenfabrik H. & G. Grossmann G. m. b. H. in Dortmund geliefert. Bei letzteren wird außerdem die Nabe mit der Welle zusammen aus einem Stahlstück geschmiedet.

Da die Kränze im Laufe der Zeit durch das Seil angegriffen werden und scharfe Stellen in ihnen die Seildrähte zerschneiden, so müssen sie regelmäßig nachgesehen, von etwaigen Unebenheiten befreit und mit Bleischablonen auf ihre Wandstärke geprüft werden, um rechtzeitig ausgewechselt werden zu können. Neuerdings hat man verschiedentlich die Kränze ähnlich wie bei Treibscheiben mit Holz oder Leder ausgefüllt und damit gute Erfahrungen gemacht, da auf diese Weise sowohl die Kränze als auch die Seile geschont werden und einem Rutschen der Scheiben unter dem Seile entgegengewirkt wird.

---

<sup>1)</sup> Glückauf 1931, Nr. 33, S. 1071 u. f.; E. Sauerbrey: Seilscheiben in geschweißter Ausführung.

## Neunter Abschnitt.

# Wasserhaltung.

## I. Die Beziehungen zwischen Bergbau und Wasser.

### A. Die Wasserzuflüsse nach Herkunft, Menge und Zusammensetzung.

1. — **Vorbemerkung.** Die „Wasserhaltung“ oder richtiger die „bergmännische Wasserwirtschaft“ umfaßt alle Fragen, die sich mit der Bedrohung der Grubenräume durch das Auftreten von Wasser, mit den Maßnahmen und Vorrichtungen zur Fernhaltung der Wasser von den Grubenbauen, mit der Ausrichtung der Grube im Hinblick auf die Wasserhaltung und mit der Wasserhebung aus den Bauen beschäftigen. Die gründliche Behandlung dieser Fragen liegt freilich vielfach nicht mehr in dem Rahmen rein bergmännischer Betrachtungen. Ganz besonders gilt dies für die maschinentechnische Seite der Wasserhebung. Es muß deshalb in dieser Beziehung auf eingehendere Sonderarbeiten verwiesen werden<sup>1)</sup>.

2. — **Die atmosphärischen Niederschläge**, die auf die Tagesoberfläche niederfallen, gehen zum Teil durch Verdunstung unmittelbar wieder in die Atmosphäre über oder werden von den Pflanzen aufgesaugt und entweder zu deren Aufbau verwandt oder ebenfalls zum Verdunsten gebracht. Ein anderer Teil der Niederschläge sickert in das Erdreich ein, bildet das sog. Grundwasser, bleibt als solches mehr oder weniger in Bewegung und tritt nach längerer Zeit als Quelle sichtbar an der Tagesoberfläche oder unsichtbar unter dem Spiegel von Wasserläufen oder Seen oder unter dem des Meeres wieder aus. Ein dritter Teil fließt oberirdisch ab, indem sich das Wasser zu Bächen und Flüssen sammelt und dem Meere zuströmt.

Der alsbald wieder verdunstende Teil der Niederschläge ist bei weitem am größten und beträgt durchschnittlich  $\frac{3}{4}$  bis  $\frac{4}{5}$  der Gesamtmenge. Von dem verbleibenden Rest sickert der größte Teil ein, während eine verhältnismäßig geringe Menge unmittelbar oberirdisch abfließt. Doch unterliegt das Verhältnis je nach der Neigung des Geländes und der Beschaffenheit der oberflächlichen Schichten starken Schwankungen<sup>2)</sup>.

---

<sup>1)</sup> Pfeleiderer: Die Kreiselpumpen (Berlin, J. Springer), 1924; — Berg: Die Kolbenpumpen (Berlin, J. Springer), 3. Aufl., 1926; — Teiwes: Die Wasserhaltungsmaschinen (Berlin, J. Springer), 1916.

<sup>2)</sup> Dr. Keilhack: Grundwasser- und Quellenkunde (Berlin, Bornträger) 2. Aufl., 1917, S. 87 u. f.

Die jährliche Niederschlagshöhe schwankt, wie die folgenden Zahlen erkennen lassen, schon in unserem Vaterlande in weiten Grenzen; sie beträgt z. B. in

Königsberg 60—70 cm,	Danzig 50—60 cm,	Posen 40—50 cm,
Breslau 50—60 cm,	Berlin 50—60 cm,	Hamburg 70—80 cm,
Dortmund 70—80 cm,	Köln 60—70 cm,	Straßburg 60—70 cm,
München 90—100 cm.	dem Harz (Brocken) 140—180 cm,	den südbayerischen Alpen bis 180 cm und mehr.

Geringe, jedoch nicht näher abschätzbare Mengen des Grundwassers werden durch chemische Vorgänge in der Erdrinde dauernd gebunden. Dafür treten durch Entgasung glühender Gesteinsmassen mit chemisch gebundenem Wasser in großer Erdtiefe gewisse Wassermengen neu in den atmosphärischen Kreislauf des Wassers ein.

**3. — Das Grundwasser.** Das Auftreten und Verhalten des in das Erdreich einsickernden Wassers hängt von den Eigenschaften der Schichten ab, auf die es trifft. Die Gebirgsschichten, die die Erdrinde zusammensetzen, gliedern sich in wasserdurchlässige und wasserundurchlässige (wassertragende oder wasserstauende)<sup>1)</sup>. Die Wasserdurchlässigkeit ist in vielen Schichten durch ihre lose und lockere Beschaffenheit bedingt, indem die im Sand, Kies oder Schotter befindlichen Hohlräume dem Wasser ein schnelles Eindringen ermöglichen und Raum bieten. Aber auch feste Gesteine, die in kleineren Stücken völlig undurchlässig sein können, werden, wenn sie von feineren oder stärkeren Rissen, Absonderungspalten, Schichtfugen oder sonstigen Klüften durchzogen sind, häufig wasserdurchlässig. Mehr oder weniger wasserführend sind z. B. die Sandsteine und Konglomerate des Karbons. Sehr erhebliche Wassermengen sind aufgespeichert in dem weißen Mergel in manchen Teilen des Ruhrbezirks und in dem Plattendolomit in Thüringen. Schließlich spielen Auswaschungs-Hohlräume, wie sie als Höhlen im Kalkstein und als Schlotten im Gips und im Salzgebirge auftreten, als Wasserbringer eine bedeutende Rolle.

Allgemein besteht bezüglich der Wasserführung ein Unterschied zwischen geschichteten und ungeschichteten Gesteinen. Bei den ersteren wechselt je nach der Beschaffenheit der einzelnen Schichten die Wasserführung öfter; ungeschichtete Gesteine dagegen zeigen häufig ein durch ihre ganze Mächtigkeit gleiches Verhalten.

Undurchlässige, im bergmännischen Sinne trockene Schichten, die als Wasserstauer wirken können, sind z. B. Lehm, Mergel, Ton, tonige Schiefer und andere tonige Gesteine.

Gewöhnlich ist die Erdrinde im senkrechten Schnitt aus einer Wechselagerung von wasserführenden und wasserstauenden Schichten zusammen-

<sup>1)</sup> Im bergmännischen Schrifttum bezeichnet man als „wassertragende Schichten“ solche, die das Wasser nicht durchlassen, also an sich trocken und wasserleer sind. Dagegen werden in dem wasserwirtschaftlichen Schrifttum als „Wasserträger“ Schichten bezeichnet, die Wasser enthalten, während die undurchlässigen Schichten „Wasserstauer“ genannt werden. In diesem Werke ist der bergmännische Ausdruck „wassertragende Schichten“ nicht gänzlich vermieden. Er wird aber nur in solchen Fällen verwandt, wo der Sinn ohnehin klar ist.

gesetzt. Das in das durchlässige Erdreich einsickernde Wasser staut sich über der obersten wassertragenden Schicht an und erfüllt alle Hohlräume bis zu einer bestimmten Höhe, dem sog. Grundwasserspiegel. Dieser ist also die Fläche, in der man beim Stoßen eines Bohrloches oder beim Graben eines Brunnens auf Wasser stößt. Ähnlich wie die oberirdischen Wasserläufe ist auch das Grundwasser mehr oder weniger in Bewegung und fließt (freilich der Widerstände wegen nur langsam) nach denjenigen Punkten hin, wo es als Quelle wieder an die Erdoberfläche tritt. Als Geschwindigkeit eines mit mittlerer Schnelligkeit fließenden Grundwasserstromes werden z. B. 2—3 m in der Stunde angegeben. Jedoch schwankt die Zahl außerordentlich, da der innere Reibungswiderstand der wasserführenden Schichten sehr verschieden sein kann.

Das Gefälle des Grundwasserspiegels ist abhängig von der Durchlässigkeit der Schichten. In leicht durchlässigem Gebirge fällt der Spiegel nur langsam ab, während er in Schichten, die dem Wasser beim Durchgange eine erhebliche Reibung bieten, schnell sich einsenken kann. Je größer nämlich der Widerstand ist, den das Wasser bei seiner Bewegung findet, um so schneller wird der Druck aufgezehrt.

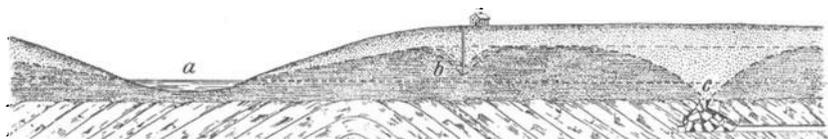


Abb 772. Verlauf eines Grundwasserspiegels im Querprofil.

Hiernach ist klar, daß der Grundwasserspiegel keine waagerechte Ebene sein wird. Bis zu einem gewissen Grade schmiegt er sich der Erdoberfläche an und liegt unter Hochflächen und Bergen höher als im Tale. Im übrigen ist die unterirdische Abflußrichtung entscheidend, da in dieser Richtung der Grundwasserspiegel sich niedriger einstellen muß. Dieser kann auch örtlich z. B. durch Brunnen von oben her oder durch Anzapfen aus Grubenbauen von unten her gesenkt werden. Es bilden sich dann Entwässerungstrichter heraus, deren Ränder sich um so steiler einstellen, je stärker die Wasserentnahme und je undurchlässiger das Gebirge ist. Abb. 772 zeigt den Verlauf eines Grundwasserspiegels mit natürlichem Abfluß nach *a* hin und örtlichen Absenkungen *b* und *c*, von denen erstere durch einen Brunnen, letztere durch Grubenbaue verursacht ist.

Der Höhe nach schwankt der Grundwasserspiegel je nach der Jahreszeit. Er wird in der Regel im Frühjahr, einige Zeit nach der Schneeschmelze, am höchsten, im Herbst am niedrigsten sein.

In einem Gebirge, das in stärkerem Umfange nach unten hin durch den Bergbau entwässert ist, kann sich natürlich auch bei reichlichen Niederschlägen ein bestimmter Grundwasserspiegel nicht herausbilden.

Bisher war nur das über der obersten, wasserstauenden Schicht befindliche Wasser als Grundwasser angesprochen, und nur von diesem war die Rede. Jedoch pflegen auch die darunter folgenden, wasserdurchlässigen Schichten allgemein Wasser zu führen, solange nicht durch den Bergbau oder aus

anderen Gründen eine Abtrocknung erfolgt ist. Man nennt solche voneinander geschiedenen Grundwasservorkommen Grundwasserstockwerke. Abb. 773 zeigt drei getrennte Grundwasservorkommen, von denen jedes durch ein Bohrloch (I, II und III) gelöst ist. Wie man sieht, sind die Wasserstände in den drei Bohrlöchern verschieden hoch, und zwar zeigt II den höchsten und III den tiefsten Wasserstand. Die Bohrlöcher II und III haben gespanntes oder Druckwasser erbohrt. Der Wasserstand in II steigt über die Erdoberfläche; das Bohrloch liefert also springendes Wasser, es ist ein artesischer Brunnen.

Das Wasser der unteren Vorkommen wird an der Bewegung des oberen Wassers in der Regel nicht teilnehmen; auch wird zumeist, wenn nicht Störungsklüfte eine gewisse Verbindung herstellen, eine gegenseitige Wechselwirkung der Wasser nicht vorhanden sein. Je tiefer die Grube ist und je mächtiger die zwischen die verschiedenen Grundwasservorkommen eingeschalteten wasserstauenden Schichten sind, um so weniger ist, namentlich bei flacher Lagerung und ungestörtem Gebirge, solche Verbindung zu fürchten.

Viele Gruben sind völlig trocken, obwohl im Deckgebirge über wassertragenden Schichten ganz erhebliche Wassermengen vorhanden sind. Andererseits können auch tiefere Schichten viel mehr Wasser als die oberen führen.

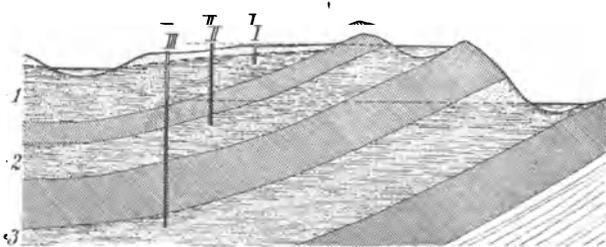


Abb. 773. Von einander geschiedene Grundwasservorkommen (Grundwasserstockwerke).

Auf Braunkohlengruben sowie auf Steinkohlengruben, deren Flöze über dem klüftigen Kohlenkalk abgelagert sind, kommt es öfter vor, daß die Wasser in der Hauptsache nicht aus hangenden, sondern aus liegenden Schichten den Grubenbauen zufließen.

Der Bergmann bezeichnet als Tagewasser im Gegensatz zum Grundwasser das in das Erdreich eingedrungene Wasser, das dieses durchsickert und, ohne sich auf einer wasserstauenden Schicht anzusammeln, in offene Grubenräume austritt. Alte, verlassene Grubenbaue erfüllende Wasser nennt der Bergmann Standwasser.

**4. — Störungen als Wasserzubringer.** Von erheblicher Bedeutung sind die Klüfte, Spalten und Risse, die als Folge von Schollenverschiebungen in der Erdrinde (Gebirgstörungen) die Schichten durchsetzen. Besonders geeignet für die Wasserführung sind Verwerfungen, da in ihrer Umgebung das Gestein kluffreich und zerrüttet zu sein pflegt. Sie können als gefährliche Wasserzubringer auftreten, indem sie aus großer Entfernung Wasser herbeileiten oder eine Verbindung durch ein im übrigen wasserstauendes Mittel hindurch herstellen (Abb. 774). Auf solchen Wegen können bisweilen dem Bergbau Wasser unbekanntem Ursprunges aus größeren, unbekanntem Teufen zufließen, die dann durch ihre Wärme erhebliche Schwierigkeiten bereiten (Comstockgang in Nordamerika).

**5. — Die verschiedenartige Stellung des Bergbaues gegenüber den Wassern.** Am gefährlichsten sind die Wasser für den Salzberg-

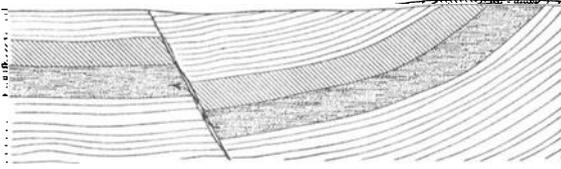


Abb. 774. Gebirgsstörung als Wasserzubringer.

bau, da hier ein Tropfen Sickerwasser in den Bauen der Anfang vom Ende sein kann. Bei der Empfindlichkeit insbesondere der Kalisalze gegen Feuchtigkeit ist Kalisalzbergbau ohne ein schützendes Deck-

gebirge nicht denkbar. Dieses in seinem Zusammenhange zu erhalten, ist deshalb das erste Bestreben des Salzbergmannes. Man arbeitet mit ausreichenden Sicherheitspfeilern, die imstande sind, das Hangende zu tragen, oder wendet Spülversatz an.

Im schärfsten Gegensatze hierzu steht der Braunkohlenbergbau. Da bei ihm in der Regel von vornherein das Fernhalten der hangenden Wasser von den Grubenbauen eine Unmöglichkeit ist und man mit dem Zerreißen und einer dadurch eintretenden Entwässerung des Hangenden rechnen muß, arbeitet man mit Absicht auf eine baldige Abtrocknung des Hangenden hin (vgl. Ziff. 17).

Der Steinkohlenbergmann wird, ohne die Wasserzuflüsse ganz verhindern zu können, durchaus das Bestreben haben, sie sich soviel wie möglich fernzuhalten, um seine Selbstkosten zu verringern. Beim Vorhandensein eines tragenden Deckgebirges sowie von wasserstauenden Schiefertonschichten im flach gelagerten Steinkohlengebirge selbst sucht er deshalb durch geeigneten Abbau darauf hinzuwirken, daß das Hangende sich nach Möglichkeit ohne Bruch senkt. Es gelingt dies nicht immer gänzlich, aber in vielen Fällen zum Teil. Mit zunehmender Teufe verteuern die Wasserzugänge den Betrieb zwar erheblich, und ganz besonders dann, wenn die Wasser warm sind. Andererseits pflegen die Wasserzuflüsse nach unten hin schwächer zu werden, weil wasserstauende Schichten in größerer Zahl wirksam werden.

Der Erzbergbau wird zumeist auf Lagerstätten betrieben, die zutage ausgehen und deshalb des schützenden Deckgebirges entraten. Er muß also mit dem im Gebirge vorhandenen und den Bauen zusitzenden Wasser rechnen. Je nach der Art des Gebirges und der Lagerstätte sind die Zuflüsse verschieden groß.

**6. — Die Wasserführung des Gebirges im Ruhrbezirk<sup>1)</sup>.** Im Süden des Bezirkes, wo das Steinkohlengebirge zutage ausgeht, gewähren die vielfach gefalteten, durch Störungen in eine Anzahl von Schollen zerrissenen und außerdem durch die Wirkung des Abbaues zerklüfteten Schichten dem Tagewasser einen leichten Zugang. Die Wasserzuflüsse sind demgemäß verhältnismäßig bedeutend und haben die für die Wasserhaltung unerwünschte Eigenschaft, stark veränderlich zu sein. Die Wasserzugänge im Frühjahr steigen zum Teil auf das Dreifache derjenigen in der trockensten Zeit. Dem-

<sup>1)</sup> Glückauf 1923, Nr. 51, S. 1121 u. f.; Dr. W. Trümpelmann: Die Wasserführung des weißen Mergels im Ruhrbezirk; — ferner Bergbau 1928, Nr. 40, S. 493 u. f. und Nr. 46, S. 581 u. f.; Dr. Fuchs: Unsere Grubenwasser.

entsprechend müssen die Wasserhaltungen verhältnismäßig stark bemessen sein, so daß für Anlage und Tilgung hohe Beträge aufzuwenden sind.

Im Norden des Bezirkes spielt die Wasserführung des das Steinkohlengebirge überlagernden Kreidedeckgebirges<sup>1)</sup> für die Gruben eine bedeutende Rolle. Im einzelnen ist folgendes zu bemerken: Das unterste Glied, der Essener Grünsand, ist zwar im Westen als toniger Sandmergel undurchlässig. Er bietet jedoch keinen zuverlässigen Schutz gegen die Wasser der auflagernden Schichten, da seine Mächtigkeit stark wechselt und er stellenweise sogar auf größere Erstreckung hin ganz fehlt. Nach Nordosten verliert der Essener Grünsand seine wasserstauende Eigenschaft vollständig, da er hart und klüftig wird und daher selbst Wasser führt.

Wegen seiner Wasserführung gefürchtet ist der weiße Mergel. Er ist von einem Netz von Klüften und Spalten durchzogen, die mittelbar oder unmittelbar miteinander in Verbindung stehen und zusammen einen riesigen Kluftwasser-Behälter darstellen. Allerdings scheint das Spaltennetz einen verhältnismäßig großen inneren Reibungswiderstand zu besitzen, so daß die Wasserbewegung in ihm nur langsam vor sich geht. Die Wasser sind meist salzig. Die Wasserführung des weißen Mergels ist nicht überall gleichmäßig stark. Im Südwesten ist sie von jeher gering gewesen, während östlich von Herne sein Spaltennetz früher gewaltige Wassermengen enthielt. Durch die Wasserhebung der Gruben, denen diese Wassermengen lange Jahre größte Schwierigkeiten verursachten, ist jedoch hier jetzt der weiße Mergel über große Flächen hin trockengelegt.

Der dem weißen Mergel aufgelagerte Emscher-Mergel ist, von wenigen Ausnahmefällen abgesehen, undurchlässig und trocken.

Das oberste Glied des Kreidegebirges im Ruhrbezirk, die Sande von Haltern und die Recklinghäuser Sandmergel, sind, soweit sie mehr sandig als mergelig entwickelt sind, sehr wasserreich und bereiten als Schwimmsande dem Abteufen von Schächten Schwierigkeiten. Der unterlagernde, wassertragende Emscher-Mergel verhindert jedoch, daß die Wasser dem Bergbau lästig werden.

Überlagert wird die Kreide von einer dünnen diluvialen Decke, die vielfach den sog. „Fließ“ führt. Er besteht aus feinen, sehr wasserreichen Sanden, die teils als Talsande der Flüsse und teils als Löß anzusprechen sind. Die Mächtigkeit des Fließes schwankt zwischen 6 und 10 m, steigt stellenweise aber auch auf 12—15 m an. Der Fließ ist beim Schachtabteufen lästig, weniger wegen seines Wasserinhalts, der verhältnismäßig gering ist, als wegen der leichten Beweglichkeit der ganzen Masse. Da er überdies als oberste Schicht mit den Grubenbauen keine Verbindung hat, spielt er für die Wasserwirtschaft keine wesentliche Rolle.

Im Nordwesten des Bezirkes schieben sich zwischen Kreide und Steinkohlengebirge die Schichten des Buntsandsteins und des Zechsteins. Sie führen rechtsrheinisch zwar Wasser, jedoch nicht in solchen Mengen, daß sie dem Bergbau gefährlich werden. Weiter nach Nordwesten hin nimmt mit der Mächtigkeit auch der Wasserinhalt dieser Schichten zu. Sie haben das Abteufen der Schächte am linken Niederrhein sehr erschwert. Das

<sup>1)</sup> Vgl. Bd. I dieses Werkes. 6. Aufl., 1. Abschnitt, S. 71 u. f.: „Die Kreideschichten“.

Gleiche gilt von den sandigen Tertiärschichten, die hier an die Stelle der Kreide treten.

Was schließlich die im Steinkohlengebirge selbst unter dem Deckgebirge vorhandenen Wasser betrifft, so ist in der Regel ihre Menge gering. Größere und länger anhaltende Wasserzugänge im Steinkohlengebirge stammen im Gebiete der Mergelüberlagerung immer aus dem Deckgebirge. Das Deckgebirgswasser kann dadurch seinen Weg in das Steinkohlengebirge finden, daß die wasserführenden Mergelschichten unmittelbar dem Steinkohlengebirge auflagern oder daß vom Steinkohlengebirge ins Deckgebirge übersetzende Störungen vorzügliche Kanäle bilden.

Im Ruhrbezirk haben insgesamt die minutlichen Zuflüsse im Jahresdurchschnitt betragen:

i. J. 1885 . . . . .	215,7 m <sup>3</sup>	auf 115 Schachtanlagen
„ „ 1899 . . . . .	322,5 „ „	186 „
„ „ 1921 . . . . .	374,6 „ „	259 „

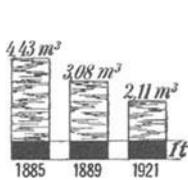


Abb. 775. Verhältnis der Wasser- zur Kohlenförderung im Ruhrbezirk.

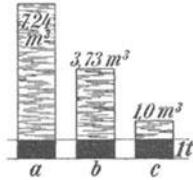


Abb. 776. Wasserzuflüsse im Ruhrbezirk in Abhängigkeit vom Deckgebirge.

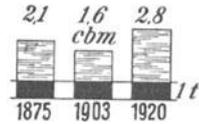


Abb. 777. Verhältnis der Wasser- zur Kohlenförderung im Saarbezirk.

Im allgemeinen wird hier viel mehr Wasser als Kohle gefördert. Die Abb. 775<sup>1)</sup> veranschaulicht für die Jahre 1885, 1899 und 1921 dieses Verhältnis. Jedoch sind die Wasserzuflüsse in den einzelnen Teilen des Bezirkes sehr verschieden stark. Sie hängen insbesondere von dem Vorhandensein und der Art des Deckgebirges ab. Wie Abb. 776 zeigt, betragen die Zuflüsse für das Jahr 1921 auf den keine Mergelüberlagerung besitzenden Zechen (a) 7,24 m<sup>3</sup>/t, auf den im Gebiete des Ausgehenden des weißen Mergels belegenen Gruben (b) noch 3,73 m<sup>3</sup>/t und auf den im Emscher-Mergel-Gebiet bauenden Anlagen (c) nur 1,00 m<sup>3</sup>/t. Für einzelne, unter besonders ungünstigen Wasserverhältnissen arbeitende Zechen steigt das Verhältnis der Wasser- zur Kohlenförderung auf 15 : 1 bis 20 : 1 und noch darüber.

Die Zuflüsse im Saarbezirk je t Förderung in den Jahren 1875, 1903 und 1920 erhalten aus der Abb. 777.

Für die einzelne Grube erhält man einen schnellen Überblick, wenn man beachtet, daß 1 m<sup>3</sup> minutlich einer jährlichen Wasserförderung von 525 000 t entspricht. Um diese Wassermenge aus nur 100 m Teufe zu heben, sind jährlich rechnermäßig rd. 200 000 PSh aufzuwenden. Das bedeutet, daß eine Pumpe von 23 PS wirklicher Leistung dauernd betrieben werden müßte. Die Kosten sind in Ziff. 53 behandelt.

<sup>1)</sup> Sammelwerk Bd. IV, S. 116. — Die Zahlen für 1921 beruhen auf einer Feststellung der wasserwirtschaftl. Stelle der Westf. Berggewerkschaftskasse.

7. — **Zusammensetzung des Grubenwassers<sup>1)</sup>**. Die im Pumpensumpf sich sammelnden Grubenwasser sind selten rein, sondern enthalten teils in mechanischer Beimengung und teils in Lösung stets mehr oder weniger fremde Bestandteile. Für den Bergbau und die Wasserhaltung lästig sind sowohl schlammige als auch saure und salzige Wasser. Durch schlammiges Wasser, wie es besonders auf Gruben, die mit Spülversatz arbeiten, vorkommt, leiden die bewegten Teile der Pumpen sehr. Deshalb muß dem Wasser Zeit und Gelegenheit zur tunlichst weitgehenden Klärung gegeben werden. Saure Wasser greifen das Metall der Wasserhaltungsmaschinen an und zerstören es mit der Zeit. Man hat in solchen Fällen mit gutem Erfolg die Wasser vor der Hebung dadurch entsäuert, daß man sie in besonderen Kästen über gebrannten Kalk fließen ließ, der die freie Säure band und unschädlich machte.

Salzige Wasser greifen Pumpenteile aus Eisen ebenfalls an, so daß man, da die Fällung des Salzes vor der Hebung betrieblich unmöglich ist, in solchem Falle gezwungen ist, die sämtlichen mit dem Wasser in Berührung kommenden Pumpenteile aus Bronze anzufertigen. Salzige Wasser sind auch insofern lästig, als sie das spezifische Gewicht der Wassersäule stark erhöhen (bei voller Sättigung um 21%), so daß die Pumpe eine entsprechende Mehrarbeit zu leisten hat und die Leitungen mit dem höheren Druck in Anspruch genommen werden.

Für die Wasserhebung unangenehm sind ferner solche Wasser, die Abfälle bilden. Am häufigsten sind wohl Niederschläge von kohlen-saurem Kalk, die erscheinen, sobald aus dem in die Grubenbaue übertretenden, vom Drucke befreiten Wasser Kohlensäure entweicht, wobei der gelöste, doppeltkohlen-saure Kalk in unlöslichen, einfachkohlen-sauren Kalk übergeht.

Im Ruhrbezirk sind auch mehrfach Schwerspatbildungen vorgekommen, die auftreten, sobald Wasser mit einem Chlorbariumgehalt mit Wasser, das Schwefelsäure führt, zusammentrifft. Wo es angängig ist, wird man das Zusammenbringen derartiger Wasser vermeiden.

Die Niederschläge verengen unter Umständen in kurzer Zeit die Pumpenleitungen, auch haben sie sich namentlich in Kreiselpumpen durch Ansätze unangenehm bemerkbar gemacht. Auf manchen Zechen des Ruhrbezirks müssen die Kreiselpumpen regelmäßig nach je 1000 Betriebsstunden auseinandergenommen und gereinigt werden<sup>2)</sup>. Statt des bisher geübten mechanischen Reinigungsverfahrens hat man neuerdings auch die chemische Reinigung der Pumpen und Rohrleitungen durchgeführt<sup>3)</sup>.

## B. Maßnahmen und Vorrichtungen zur Fernhaltung der Wasser von den Grubenbauen.

8. — **Maßnahmen über Tage**. Vor allen Dingen ist Vorsorge zu treffen, daß die Tagesöffnungen des Grubengebäudes hochwasserfrei liegen. Die

<sup>1)</sup> Techn. Bl. 1929, Nr. 8, S. 109 u. f.; Dr. Fuchs: Die Wasserwirtschaft der Zechen im Ruhrkohlengebiet.

<sup>2)</sup> Glückauf 1916, Nr. 36, S. 754 u. f.; M. Schimpf: Die Reinigung von Pumpen und Steigleitungen.

<sup>3)</sup> Bergbau 1930, Nr. 1/2, S. 6 u. f.; A. Hentschel: Die chemische Reinigung der Wasserhaltungsrohre der Zeche Sachsen bei Heeßen.

Schachtöffnungen müssen nötigenfalls künstlich aufgesattelt werden; Stollen sind in jedem Falle so hoch anzusetzen, daß ihr Mundloch über dem höchsten zu erwartenden Wasserstand des Tales liegt.

Aus Flußläufen, die über Grubenfeldern liegen, fallen bei fehlendem oder durchlässigem Deckgebirge häufig den Bauen Wasser zu. Man kann diesen Übelstand durch Geradelegung des Laufes mildern, da hierdurch zunächst die Länge der schädigenden Linie verkürzt und außerdem das Gefälle erhöht wird. Der letztere Umstand hat ein schnelleres Abfließen der Wasser zur Folge. Mehrfach hat man Wasserläufe nicht allein gerade gelegt, sondern ihre Sohle auch mit Ton ausgestampft oder ausbetoniert.

Bei Vorhandensein von Seen und Teichen über dem Grubenfelde kann es notwendig werden, sie trockenzulegen und die ihnen zufließenden Wasser durch Ringkanäle abzufangen (früherer Salziger See im Mansfeldschen).

9. — **Maßnahmen und Vorrichtungen unter Tage.** Schon bei Besprechung der verschiedenartigen Stellung des Bergbaues zu den Wassern (s. Ziff. 5) ist auf die Bedeutung der Abbauart für die Fernhaltung der

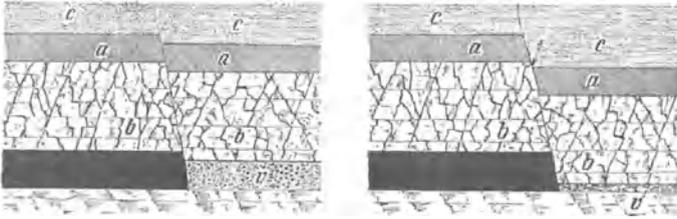


Abb. 778. Verschieden weitgehende Zerreiung des Hangenden in Abhngigkeit von der Vollstndigkeit des Versatzes.

Wasser hingewiesen worden. Hier sei nur noch allgemein hinzugefgt, da der Versatz um so besser das Hangende untersttzen und Zerreiungen bei dessen unvermeidlicher Durchbiegung verhindern wird, je dichter und fester er ist. Abb. 778 (links) veranschaulicht, da bei gutem Versatz *v* die infolge des Abbaues eintretende Senkung nicht hinreicht, die wasserstauende Schicht *a* vllig zu zerreien und den Wassern der hangenden wasserfhrenden Schichten *c* den Zutritt zu dem durchlssigen Sandsteinhangenden *b* des Flzes zu erffnen, whrend unzureichender oder vllig fehlender Versatz nach Abb. 778 (rechts) eine grere Senkung und dann ein vlliges Durchreien der Schicht *a* im Gefolge haben kann. Splversatz wird in dieser Beziehung sich am gnstigsten verhalten. Zweckmig ist es, zwischen zwei im Abbau befindlichen Gruben an den Markscheiden keine Sicherheitspfeiler stehen zu lassen, um eine gleichmige Senkung des hangenden Gebirges zu erzielen.

Wo die wasserfhrenden Schichten den Bauen nahekommen, wird man als Schutzdecke einen unverritzten Sicherheitspfeiler von gengender Strke zwischen jenen und diesen stehen lassen, der auch durch Aus- und Vorrichtungstrecken nicht durchhrtet werden darf. Besonders im Kalisalzbergbau ist diese Vorsichtsmaregel von Wichtigkeit.

10. — **Wasserabdmmungen. Allgemeines.** Schon die im Abschnitt „Grubenausbau“ besprochenen wasserdichten Schachtauskleidungen, die verhten, da das im Deckgebirge angefahrne Wasser durch den

Schacht den Grubenbauen zufällt, sind nach ihrer Wirkung als Wasserabdämmungen zu betrachten, wenn sie auch nicht hierhin gerechnet zu werden pflegen. Das Kennzeichen der eigentlichen Abdämmungen ist, daß sie einzelne Teile des fertiggestellten Grubengebäudes gegen andere oder auch gegen Nachbargruben absperren.

Solche Abdämmungen werden vorgenommen, wenn das Grubengebäude zu ersaufen droht und man einzelne Teile dem Wasserandrang preisgeben, dafür aber andere Teile wasserfrei erhalten will, oder wenn ein bereits abgebauter Feldesteil zur Entlastung der Wasserhaltung abgedämmt werden soll. Man baut dann einen geschlossenen Wasserdamm ein. Es geschieht dies in der Regel in Strecken, unter Umständen aber auch in Schächten. Das Vorgehen ist namentlich bei Kluftwasserzuflüssen erfolgversprechend, während solche Entlastung bei Wasser aus dem Hangenden wenig dauernde Aussicht bietet.

Ist ein Feldesteil einstweilen nur gefährdet derart, daß erhebliche Wasserzugänge zu befürchten stehen oder daß es zweifelhaft ist, ob die vorhandenen Zuflüsse dauernd werden gewältigt werden können, so baut man Damm-tore (Ziff. 12) ein. Diese bleiben zunächst geöffnet, so daß der Betrieb in dem gefährdeten Feldesteil aufrechterhalten werden kann. Nur im Falle der Not schließt man die Türen und läßt die Wasser hinter ihnen ansteigen. Damm-tore werden nie in Schächten, sondern nur in Strecken gesetzt. Als geeignete Stellen kommen dafür hauptsächlich Querschläge und Richtstrecken in Betracht.

**11. — Wasserdämme.** Von besonderer Wichtigkeit ist die Wahl des Standortortes für den Damm. Das Gebirge muß fest, gesund und geschlossen sein und darf auch nach seinen sonstigen Eigenschaften in keinem Falle Wasser durchlassen, da ja sonst der Damm seinen Zweck verfehlen und das Wasser durch das Gebirge seinen Weg suchen würde. Sandsteine und Konglomerate z. B. pflegen für die Aufstellung von Wasserdämmen wegen ihrer Porosität nicht geeignet zu sein, während Schiefer-ton zwar dicht, aber zu wenig druckfest ist. Am besten eignen sich feste, tonhaltige Gesteine, wie sandige Tonschiefer u. dgl. Einer geringen Durchlässigkeit des Gebirges kann man unter Umständen durch Anschluß eines Längsdammes an den Querdamm entgegen-treten, indem man die Strecke rundum auswölbt und danach das Mauerwerk durch Zement-Hinterpressung dichtet (s. S. 303 u. f.). Auch Torkretieren kommt für solche Anschlußverdämmungen in Betracht.

Für die Herstellung der Widerlager darf Sprengarbeit nicht angewandt werden, um das Gebirge nicht zu zerklüften. Vielmehr geschieht die Arbeit ausschließlich mit Hand durch Wegspitzen und neuerdings mit Preßluft-Spitzhämmern. Auch Bohrhämmer hat man mit Erfolg angewandt, indem man Loch an Loch bohrte und so die Gesteinstücke aus dem Gebirge gleichsam heraus-schnitt.

Die Wasserdämme werden in Mauerung oder Beton hergestellt. Als Form wählt man für geringe Drücke einfache Kugelgewölbe, so daß der Damm einen Ausschnitt aus einer Kugelschale darstellt. Die Widerlager liegen radial. Wegen dieser Form nennt man den Damm einen Kugeldamm.

Die Stärke des Gewölbes richtet sich nach dem Wasserdrucke, dem es standhalten soll, und dem zulässigen Drucke auf die Kämpfer, der meist mit 10—12 kg/cm<sup>2</sup> angenommen wird. Für stärkere Gewölbe setzt man, um nicht allzuviel Gestein fortnehmen zu müssen, die Widerlager nach Abb. 779 ab.

Am Fuße des Dammes mauert man nach Abb. 779 ein Wasserabflußrohr *a* und nahe der Firste ein Röhrechen *b* ein, durch das die hinter dem Damme stehende Luft entweichen kann. Das Wasserabflußrohr dient während der Herstellung des Dammes zur Abführung der Wasser und kann von der zugänglichen Dammseite aus ebenso wie das Luftröhrechen verschlossen werden. Es kann später zum Abzapfen der hinter dem Damme stehenden Wasser benutzt werden. An dem oberen Röhrechen kann man ein Manometer anbringen, um jederzeit den Wasserdruck hinter dem Damme leicht feststellen zu können.

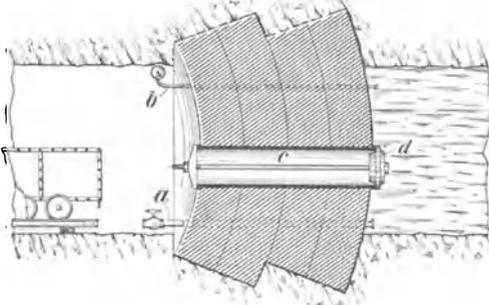


Abb. 779. Gemauerter Wasserdamm.

Vorteilhaft ist es ferner, in den Damm ein eisernes Rohr *c* einzubauen, das einem Manne gerade noch das Durchkriechen gestattet. Auf diese Weise ist es möglich, bis zur völligen Fertigstellung einen Maurer hinter dem Damme zu lassen, der das Einlegen der letzten Steine und das sorgfältige Verputzen

von der Rückseite aus besser besorgt, als es von der anderen Seite her möglich ist. Das Rohr wird ähnlich wie ein Mannloch bei einem Kessel durch einen Deckel verschlossen, der durch eine Kette oder Stange von der Zugangseite des Dammes aus angezogen und durch einen Querriegel angepreßt wird.

Für besonders hohe Drücke von z. B. 50 at und mehr sind 3—4 hintereinanderliegende Widerlager erforderlich; die Dämme erhalten eine beträchtliche Länge und verlieren die Kennzeichen des Kugeldammes (Abb. 780)<sup>1</sup>. Als Baustoff für derartige Dämme bevorzugt man Beton (Mischungsverhältnis von

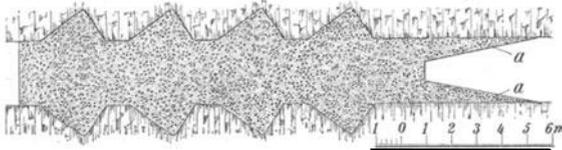


Abb. 780. Betonwasserdamm für hohe Drücke.

etwa 1:3<sup>1</sup>/<sub>2</sub>), da dieser eine größere Druckfestigkeit und Wasserundurchlässigkeit als Ziegelmauerung besitzt. Durch Ansetzen von Dammfügeln *a* (Abb. 780) an den eigentlichen Dammkörper sucht man den Wasserdruck noch vor den Widerlagern teilweise auf die Gebirgstöße abzuladen. Auch ist der Vorschlag gemacht worden<sup>2</sup>), den Damm zur Ersparnis von Baustoff beiderseits auszuhöhlen. Befürchtet man schädigende Einwirkungen der zusitzenden Grubenwasser auf den Beton, so werden die ersten 2 m auf der Wasserseite aus Alcazement (s. 6. Abschn., Ziff. 90, S. 100) hergestellt. Um

<sup>1</sup>) Bergbau 1929, Nr. 19, S. 259 u. f.; H. Dütting: Die Herstellung eines neuzeitlichen Wasserdammes.

<sup>2</sup>) Glückauf 1931, Nr. 44, S. 1381 u. f.; Dr.-Ing. F. Schlüter u. Dipl.-Ing. C. Abeles: Neuartiger Dammverschluß; — ferner ebenda Nr. 52, S. 1612; Zugschrift von Herzbruch.

namentlich am Hangenden einen festen Anschluß des Stampfbetons an das Gebirge zu erzielen, legt man mehrere Rohre mit etwa 40 mm Durchmesser in den Damm ein, durch die nach der Fertigstellung Zementmilch unter die Firste gepreßt werden kann. Auch kann man den Damm nachträglich anbohren und ihn durch das chemische Verfestigungsverfahren von Dr. Joosten abdichten (s. 7. Abschn., Ziff. 122, S. 307).

Ganz besondere Sorgfalt ist den Wasserabdämmungen im Salzbergbau zu widmen. Als Mörtel wird sorgfältig hergestellter Magnesiazement (s. 6. Abschn., Ziff. 93, S. 103/4), der mit scharfkörnigem Sande angemacht wird, verwandt. Um zu verhüten, daß das Wasser das Salzgebirge um den Damm herum auflöst, muß man dafür sorgen, daß hinter dem Damme eine gesättigte, ruhende Lauge steht. Zu diesem Zwecke bildet man durch Aufführen einiger Quermauern aus Magnesiazement mehrere 10–15 m lange Kammern, die mit Chlormagnesium dicht versetzt werden<sup>1)</sup>. Tatsächlich haben solche Abdämmungen sich vollauf bewährt.

**12.** — Dammtore bestehen aus dem Widerlager, dem Türrahmen und der Tür oder, falls es ein Doppeltor ist, den Türen.

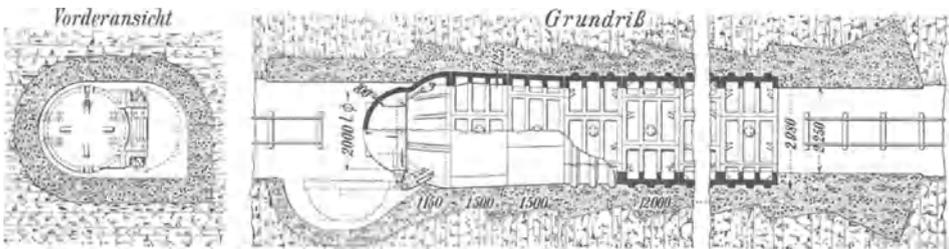


Abb. 781. Dammtor in Verbindung mit Gußringausbau.

Das Widerlager wurde früher, solange es sich nicht um höhere Drücke als 30–40 at handelte, als Mauerwerk aufgeführt. Von ihm gilt, was unter Ziff. 11 für den Wasserdamm gesagt ist. Nur ist das Kugelgewölbe in diesem Falle nicht geschlossen, sondern läßt eine entsprechend große Öffnung mit abgeschrägten Widerlagerflächen für den Türrahmen frei. Für sehr hohe Drücke genügt die Dichtigkeit des Mauerwerkes nicht. Man wendet in solchen Fällen ein an dem Türende konisch gehaltenes Gußringrohr von 10–20 m Länge an, das man, nach Art des Gußringausbaues in Schächten, aus Ringteilen zusammenbaut und während des Einbauens sorgfältig mit Beton hinterstampft (Abb. 781).

Dem Gußringrohr gibt man einen Durchmesser von 2–3,5 m, je nachdem ein ein- oder ein zweiflügeliges Tor vorgesehen ist. Der Einbau ist allerdings schwierig, da die in der engen Strecke anwendbaren Hilfsmittel für das Anheben und Bewegen der schweren Stücke kaum hinreichen<sup>2)</sup>. Wenn das Gebirge nicht ganz zuverlässig erscheint, so kann das Gußringrohr durch Einpressen von Zementmilch noch besonders abgedichtet werden.

Der wegen seiner Größe und Schwere aus mehreren Teilen bestehende Türrahmen wird unter Tage zusammengebaut und verschraubt. Bei Mauer-

<sup>1)</sup> Kegel: Bergmännische Wasserwirtschaft (Halle, Knapp), 1912, S. 149 u. f.

<sup>2)</sup> Glückauf 1923, Nr. 50, S. 1107; J. Riemer d. Ä.: Die Entwicklung des gußeisernen Schachtausbaues.

werk liegt er keilförmig in diesem (Abb. 782); einem Gußringrohr wird er als Schlußstück nach der Wasserseite hin aufgesetzt (Abb. 781). Die Türöffnungen,

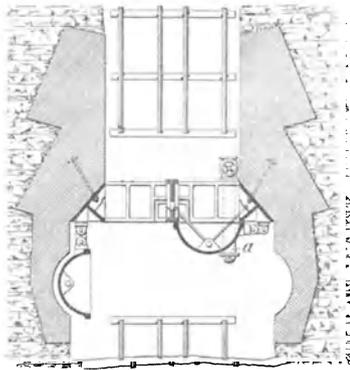
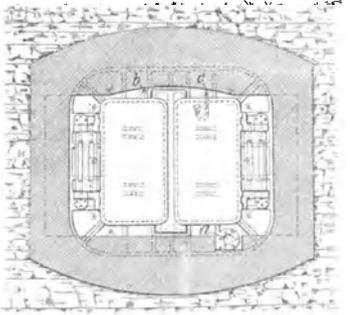


Abb. 782. Dammtor mit zwei Türen.

die zur Durchführung der Schienenleitung dienen und für Pferde und Lokomotiven hoch genug sind, pflegen als Lichtmaße 0,9 bis 1,0 m Breite und 1,8 bis 2,0 m Höhe zu besitzen. Im unteren Teile des Rahmens kann ein Rohr *a* vorgesehen sein, das für gewöhnlich offen ist und als Wasserseige dem Grubenwasser den Durchfluß gestattet. Werden die Türen geschlossen, so schließt man durch einen gewölbten Deckel auch dieses Rohr und zieht den Deckel von der entgegengesetzten Seite an. Etwa in halber Höhe des Rahmens ist bisweilen ein anderes Rohr eingegossen, das durch ein auf der Druckseite vorgeschraubtes Ventil abgesperrt werden kann. Das Ventil läßt sich von der Schachtseite her einstellen und hat den Zweck, die hinter der Tür angesammelten Wasser abzulassen, falls dies erwünscht sein sollte. Ferner ist nach Abb. 782 oben in dem Rahmen ein Rohr *b* angebracht, das zur Luftabführung dient und geschlossen wird, sobald der Querschlag mit Wasser gefüllt ist. Ein Stutzen *c* zum Anbringen eines Manometers zwecks Ablesung des Druckes vervollständigt die Ausstattung des Tores.

Die Türen sind dem Wasserdrucke entgegen aufgewölbt; sie bestehen, wenn nicht höhere Drücke als 30–40 at in Frage kommen, aus Schmiedeeisen mit 35–65 mm Blechstärke, bei höheren Drücken aus Stahlguß,

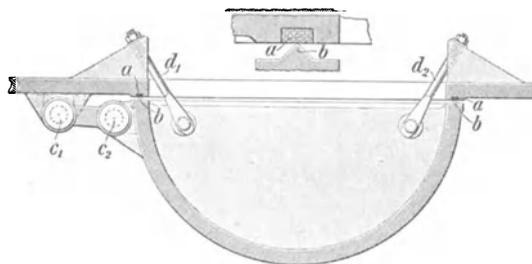


Abb. 783. Bleidichtung an einer Dammtür.

wessen Stärke dem zu erwartenden Wasserdrucke entsprechend gewählt wird. Die Buderus'schen Eisenwerke zu Wetzlar liefern für hohe Drücke gußeiserne Dammtore, bei denen unter Anwendung einer kreisrunden Türöffnung das Tor selbst die Form eines Kugelabschnittes oder noch besser die Halbkugelform erhält<sup>1)</sup> (s. Abb. 783). Die Ab-

<sup>1)</sup> Kali 1914, Nr. 9, S. 709 u. f.; Gröbller: Neuerungen in der Ausführung von Dammtüren für Kalibergwerke.

dichtung der geschlossenen Tür kann durch einen schmiedeeisernen Liderring geschehen, der mit geteertem Segeltuch bewickelt und auf die Dichtungsfläche gelegt wird. Durch eine um die Türöffnung laufende, vorspringende Leiste wird der Ring vor dem völligen Zerdrücken geschützt. Für sehr hohe Drücke wendet die Firma Haniel & Lueg eine Bleidichtung an (Abb. 783). In eine Nut der ebenen Anschlagfläche der Tür ist der Bleiring *a* eingesetzt, in den das scharfe, keilförmig gestaltete Türlager *b* eingepreßt wird. Die Dammtüren werden in Doppelgelenken  $c_1 c_2$  aufgehängt, um die Dichtungsfläche durch Anziehen der Schrauben  $d_1 d_2$  gleichmäßig zur Auflage zu bringen.

Alle zum Schließen des Dammtores erforderlichen Teile (Spannbrücke, Schrauben, Liderring, Deckel, Schraubenschlüssel usw.) pflegt man in einer kleinen, verschließbaren Kammer unweit der Dammtoranlage unterzubringen.

Ein zweiflügeliges Tor von der üblichen Größe kostet für Drücke von 40 bis 50 at etwa 6000—10000 *M.* Dammtore mit Gußringausbau als Widerlager kosten 30000—60000 *M.*

### C. Grubenbaue und Wasserhaltung.

13. — **Stollen.** Die Ausrichtung einer Lagerstätte durch einen oberhalb der Talsohle angesetzten Stollen ist die einfachste Wasserlösung der Grube. Da der jetzige Bergbau aber sich in der Regel unter der Talsohle bewegt, sind Stollengruben, bei denen Abbau nur über der Stollensohle umgeht und die sämtlichen zusitzenden Wasser ohne weiteres abfließen können, selten geworden. An die Stelle der früheren Stollengruben sind Tiefbaugruben getreten, aus denen die Wasser künstlich gehoben werden müssen.

Immerhin haben die Stollen auch heute noch nicht völlig ihre Bedeutung verloren, wenn sie vielfach auch nur zur Abführung der ihnen aus tieferen Teilen der Grube zugehobenen Wasser dienen<sup>1)</sup>. Man denke an den 31 km langen Schlüsselstollen im Mansfeldschen, der mit einem Kostenaufwande von 3½ Mill. *M.* hergestellt ist und noch jetzt sämtliche Wasser aus den Tiefbauen der Mansfelder Gruben abführt. Der Stollen nimmt den Wasserhaltungen 80—100 m Hubhöhe ab. Für die Gruben des Oberharzes ist der 23,6 km lange Ernst August-Stollen, der etwa 400 m Seigerhöhe einbringt, von dauernder Wichtigkeit. Ferner ist ein bemerkenswertes Beispiel aus der neueren Zeit der bereits auf S. 471 erwähnte Carlstollen bei Diedenhofen, der mit einer Länge von 6,5 km die Eisenerzlager der Grube Röchling bei Algringen zum Teil unterfährt und der auch für die darunter sich einsenkenden Teile der Lager als Wasserabführung dient. Im lothringischen Minettebezirke finden sich noch mehrere, in neuerer Zeit hergestellte Stollen, wenn sie auch nicht die Länge des Carlstollens erreichen.

14. — **Sumpfanlagen und Pumpenleistung in Tiefbaugruben.** Der „Sumpf“ in Tiefbaugruben soll zur vorläufigen Aufnahme und Ansammlung der Wasser bis zur Hebung durch die Wasserhebevorrichtungen und zu einer gewissen Abklärung dienen. Die Anlagen für den Sumpf sind sehr verschieden umfangreich je nach der Bedeutung, die die Wasserhaltung für die Grube hat. Bei geringen und gleichmäßigen Wasserzugängen kann es genügen, den Schacht 10

<sup>1)</sup> Zu vgl. Bd. I, 6. Aufl., 4. Abschnitt unter „Stollen“.

bis 15 m weiter abzuteufen, als es für die Zwecke der Förderung notwendig wäre und lediglich das Schachttiefste als Sumpf zu benutzen. Bei stärkeren und wechselnden Zuflüssen werden besondere Sumpfstrecken (z. B. streichende Strecken in Flözen oder auch Querschläge) aufgeföhren, die so tief unter der Fördersohle liegen, daß sie sich vollständig mit Wasser anfüllen können, ehe dieses die Sohle der Förderstrecken erreicht. Bisweilen treibt man die Sumpfstrecken weit ins Feld, um ihnen die Wasser schon dort zuföhren zu können und die Wasserseige in den Förderstrecken entbehrlich zu machen. Eine solche Maßnahme ist namentlich in druckhaftem Gebirge zweckmäßig, weil das Vorhandensein der Wasserseige in den Förderstrecken bei unruhiger Sohle leicht zu Wasseranstauungen und bei wasserempfindlichen Schichten zu vermehrtem Gebirgsdruck föhrt und Ausbau- und Gleissenkungsarbeiten behindert.

Ein Zufluß von 1 m<sup>3</sup> minutlich bedeutet 1440 m<sup>3</sup> täglich, so daß seine Speicherung im Sumpf für 24 Stunden einen Raum von rund 1500 m<sup>3</sup> voraussetzt. Im Steinkohlengebirge wird der Ausbruch eines Kubikmeters Sumpf-

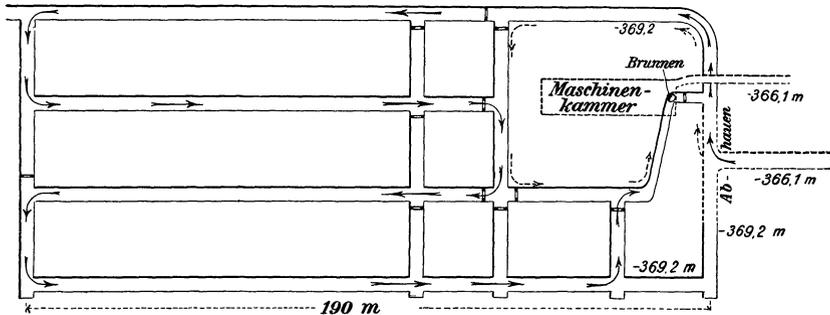


Abb. 784. Sumpfstreckenanlage der Zeche Gneisenau bei Dortmund.

raum etwa 15  $\mathcal{M}$  kosten. Dieser Betrag wird sich, falls Ausbau erforderlich ist, bis etwa 30  $\mathcal{M}/\text{m}^3$  steigern können.

Der Rauminhalt, den der Sumpf zweckmäßig besitzen soll, richtet sich insbesondere nach der Zahl und Stärke der Wasserhebe-Einrichtungen und nach der für die Pumpen vorgesehenen täglichen Arbeitszeit. Wenn nur eine einzige Pumpe vorhanden ist, so muß der Sumpf groß genug sein, um für Ausbesserungen die nötige Zeit zu gewähren. In solchem Falle wird es auch bei einer an sich reichlich starken Pumpe erwünscht sein, daß der Sumpf die Wasserzugänge von mindestens 24—48 Stunden fassen kann. Sind mehrere Aushilfspumpen vorhanden, so ist es statthaft, den Sumpf entsprechend zu verkleinern. Andererseits will man häufig, um einen Spitzenausgleich im eigenen Kraftbetriebe herbeizuföhren oder um den billigeren Nachtstrom beziehen zu können, die Pumpen nur in den betriebsruhigen Stunden laufen lassen. Als dann sind eine entsprechend größere Pumpenanlage und ein ebenfalls vergrößerter Sumpfraum erforderlich. Im Ruhrbezirk arbeitet man, um die Wasserhebung allein in der Nachtschicht zu bewältigen, gern so, daß die Leistung der betriebenen Pumpen reichlich das Dreifache der Zuflußmenge beträgt und hierfür noch eine volle Aushilfe an Pumpeinrichtungen vorhanden ist. Das bedeutet, daß insgesamt die Pumpenleistung für die 6—8fachen Wasser-

zugänge ausreicht. In solchem Falle wird der Sumpfraum so groß bemessen, daß er die Zuflüsse für mindestens 24 Stunden faßt.

In keinem Falle dürfen die Anlagekosten des Sumpfes in einem Mißverhältnis zu den durch die Herstellung oder Vergrößerung erzielten Vorteilen stehen. Auf Erzgruben hat man deshalb vielfach nur einen kleinen Sumpf, weil ein vorübergehendes Ersaufen wenig schadet, falls nur die Pumpe geschützt steht.

Eine große Sumpfstreckenanlage, wie sie für Zeche Gneisenau bei Dortmund geschaffen ist, zeigt Abb. 784. Das ausgedehnte Streckennetz dieses Sumpfes vermag 4000 m<sup>3</sup> zu fassen<sup>1)</sup>. Das Wasser durchfließt, wie die Pfeile andeuten, die einzelnen Strecken nacheinander, damit es sich möglichst vollkommen abklärt. Um den Schlamm zu entfernen, lassen sich die einzelnen Strecken durch Türen abtrennen. Auch bei geringerer Ausdehnung des Sumpfes pflegt man ihn zwecks Reinigung während des Betriebes in 2 voneinander getrennte Hälften einzuteilen.

Für den Notfall dienen als Ergänzung für die Sumpfanlagen die Förderstrecken.

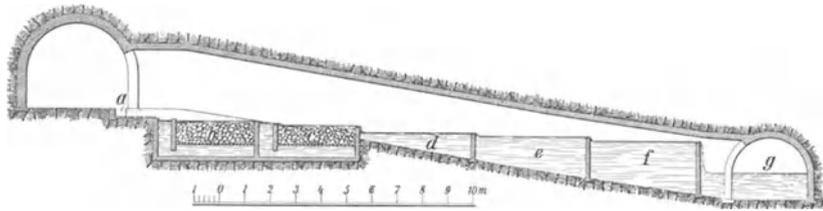


Abb. 785. Filter- und Stauanlage der Zeche Friedrich Heinrich.

Häufig werden den Sumpfstrecken besondere Kläranlagen vorgeschaltet. Diese können in einfachster Form so eingerichtet sein, daß die Grubenwasser in einer Vorsumpfstrecke angestaut werden und über einen Überlauf in den Hauptsumpf abfließen. Auch der Zufluß aus dem Hauptsumpf zum Saugschachte erfolgt vielfach über einen kleinen Überlauf, um die in den Hauptsumpf gelangten feinen Schlammteilchen hier noch zur Ablagerung zu bringen. Wirksamer sind vor dem Hauptsumpfe angeordnete Filtervorrichtungen, die in verschiedener Ausführung gebraucht werden. Abb. 785 zeigt eine auf Zeche Friedrich Heinrich bei Lintfort eingebaute Filter- und Stauanlage. Die aus der Wasserseige *a* der Sohlenstrecke kommenden Wasser durchströmen von unten nach oben die Koksfilter *b* und *c* und fallen sodann über die einfachen Staubecken *d*, *e* und *f* dem Sumpfe *g* zu.

15. — Sumpfanlagen auf verschiedenen Sohlen und Ausnutzung der sog. Abfallwasser. Es kommt häufig vor, daß einer Grube Wasser auf verschiedenen Sohlen zusitzen. Nicht selten sind es gerade die oberen Sohlen, die unter stärkerem Wasserandrang als die tieferen zu leiden haben. Es ist nun unwirtschaftlich, namentlich wenn größere Mengen in Frage kommen, die Wasser sämtlich der tiefsten Sohle ungenutzt zufallen zu lassen, um sie von hier aus zutage zu heben. Statt dessen stellt man auf jeder höheren

<sup>1)</sup> Zeitschr. d. V. d. I. 1909, Nr. 1, S. 1 u. f.; Dr. H. Hoffmann: Maschinenwirtschaft in Bergwerken.

Sohle einen Sumpf her, der zunächst die Wasser sammelt, und hat nun die Möglichkeit,

1. aus diesem die Wasser durch eine besondere Pumpeinrichtung unmittelbar zutage zu heben, oder
2. sie der Pumpe auf der tieferen Sohle unter Ausnutzung des Gefälles (d. h. unter Druck) zuströmen zu lassen (Betrieb mit Abfallwasser), oder
3. mit dem herabgeleiteten Wasser auf der tieferen Sohle zur Ausnutzung der Kraft einen Motor zu betreiben, der z. B. zur Lichterzeugung oder zur Förderung dienen kann.

Alle drei Mittel können je nach den Verhältnissen auch gleichzeitig Anwendung finden und durch Anordnung von Zubringepumpen weiter abgewandelt werden.

Die Aufstellung von Pumpen auf verschiedenen Sohlen ist trotz der damit verbundenen Zersplitterung des Betriebes besonders dann rätlich, wenn die Zuflüsse auf der oberen Sohle erheblich stärker als auf der unteren sind. In solchen Fällen benutzt man häufig die Wasserhaltung der oberen Sohle als Hauptwasserhaltung der Grube, während man die Wasser der unteren Sohle durch eine besondere Pumpe nicht bis zutage, sondern nur bis in den Sumpf der oberen Sohle heben läßt. Über die Anwendbarkeit der Gestänge-Wasserhaltung in solchem Falle ist Ziff. 19, Abs. 6, zu vergleichen. Von dem zweiten Mittel sollte man in allen den Fällen Gebrauch machen, wo die Aufstellung einer besonderen Pumpenanlage auf der oberen Sohle nicht verlohnt. Besonders gut läßt es sich bei Kreiselpumpen anwenden, da man entsprechend dem Drucke, mit dem das Wasser in die Pumpe tritt, bei der Einführung des Abfallrohres einfach die ersten Stufen überspringt. Man nutzt so das Gefälle fast völlig aus. Das dritte Mittel ist am

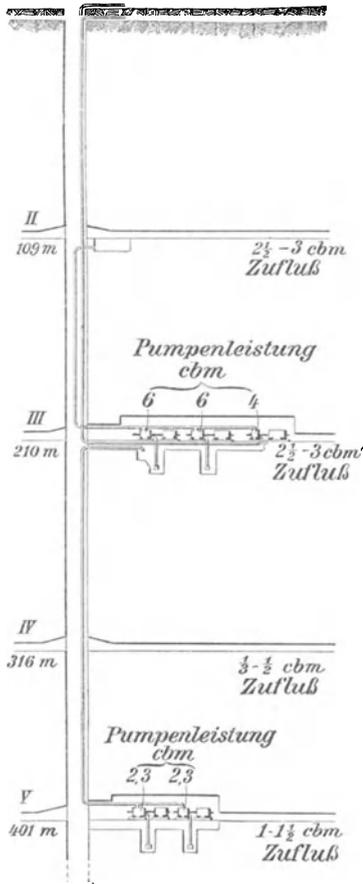


Abb. 786. Zuflüsse und Wasserhaltungsanlagen der Zeche Wiendahlsbank bei Dortmund.

Platze, wenn auf der unteren Sohle das Bedürfnis nach dem Antriebe eines Motors besteht.

Abb. 786 zeigt z. B. die Verteilung der Zuflüsse auf die II.—V. Sohle der Zeche Wiendahlsbank und die allgemeine Anordnung der Wasserhaltungsanlagen auf dieser Zeche. Wie man sieht, steht die Hauptwasserhaltung auf der III. Sohle, der die auf der II. Sohle im Sumpfe gesammelten

Wasser unter Druck (Betrieb mit Abfallwasser) zufließen. Die geringen Zuflüsse der IV. Sohle fallen ungenutzt der V. Sohle zu, von wo aus eine kleine Pumpenanlage die Wasser der beiden unteren Sohlen der Hauptwasserhaltung auf der III. Sohle zuhebt<sup>1)</sup>.

Bei beträchtlichem Abstände der Sohlen und erheblichen oberen Wasserzuflüssen kann die Anordnung der Abb. 787 vorteilhaft sein. Die Pumpe wird in 2 Sätze I und II geteilt. Um von der unteren und oberen Sohle das Wasser zu heben, arbeiten I und II hintereinander. II kann aber auch allein das Abfallwasser der oberen Sohle unter Ausnutzung des Gefälles zutage fördern, wobei I stillgesetzt wird.

16. — **Neigung der Ausrichtungstrecken.** Die Neigung, die man den Ausrichtungstrecken mit Rücksicht auf ein gutes Abfließen der Wasser geben muß, beträgt etwa 1:1000. Bei sehr gutem Liegenden oder ausgemauertem Sohle kann man auch auf 1:2000 herabgehen. Bei unruhigem, quellendem Liegenden sind stärkere Neigungen von etwa 1:500 zweckmäßig, damit der Schlamm besser mitgenommen wird und sich nicht Anstauungen an einzelnen Punkten bilden<sup>2)</sup>.

17. — **Entwässerung des Gebirges vor Einleitung des Abbaues.** Die eigenartige, schon in Ziff. 5 berührte Stellung des Braunkohlenbergbaues gegenüber den Gebirgswässern hat auf Braunkohlengruben vielfach zu einer planmäßigen Entwässerung des Gebirges vor Einleitung des Abbaues geführt. Eine solche künstliche Entwässerung bringt den Vorteil, daß die Abbauverluste vermindert, die Sicherheit des Betriebes erhöht und die Arbeitsleistungen gesteigert werden<sup>3)</sup>.

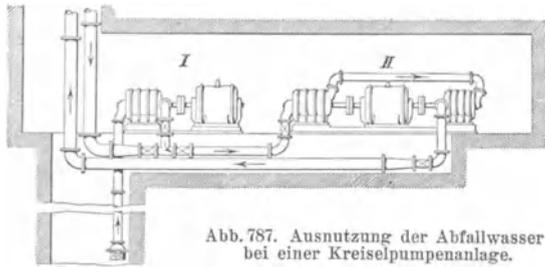


Abb. 787. Ausnutzung der Abfallwasser bei einer Kreiselpumpenanlage.

Die Mittel, die man zu solcher vorherigen, planmäßigen Entwässerung anwendet, sind zunächst die sog. Entwässerungstrecken, die man in der Lagerstätte selbst oder in deren Hangendem oder — wenn auch seltener — im Liegenden auffährt. Bei gut durchlässigem Gebirge kann man hiermit gute Erfolge erzielen. Die Wirkung läßt sich durch Hochbohren von Entwässerungsbohrlöchern oder durch Zubruchewerfen des Hangenden an geeigneten Punkten vor Beginn des planmäßigen Abbaues erhöhen. Mit gutem Erfolge bringt man auch von Tage aus Tiefbohrlöcher oder Schächte nieder und bewirkt die Entwässerung durch eingehängte Pumpen. Bei Tagebauen baggert man das Gebirge bis einige Meter unter

<sup>1)</sup> S. den auf S. 697 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Aufsatz von Dr. H. Hoffmann; — ferner Glückauf 1909, Nr. 29, S. 1033 u. f.; Eichler: Die neue Wasserhaltunganlage der Zeche Rosenblumendelle.

<sup>2)</sup> Vergl. Bd. I, 6. Aufl., 4. Abschnitt, unter „Herstellung der Hauptquerschläge“.

<sup>3)</sup> S. das auf S. 693 in Anm. <sup>1)</sup> angeführte Buch von Kegel, S. 76 u. f.

dem Wasserspiegel fort, um sodann den Wasserspiegel durch Pumpen, die schließlich aus kleinen Schächtchen saugen, unter die geschaffene Sohle niederzuziehen<sup>1)</sup>. Alsdann kann wieder mit dem Baggern begonnen werden.

## II. Wasserhebevorrichtungen.

**18. — Allgemeines.** Für die regelmäßige Wasserhebung kommen hauptsächlich zwei große Gruppen von Maschinen in Betracht, nämlich die Kolben- und die Kreiselpumpen. Während im vorigen Jahrhundert noch die Kolbenpumpen fast allein herrschend waren, sind sie seit Anfang des laufenden Jahrhunderts stark durch die Kreiselpumpen zurückgedrängt worden. Jetzt werden für große Pumpenleistungen fast nur noch die letzteren gebaut. Als Antriebsmittel für beide Arten von Maschinen dienen elektrische Kraft, Druckluft und Dampf. Die Kraftübertragung durch elektrischen Strom überwiegt bei weitem; sie kommt für Pumpen größerer Leistung fast ausschließlich in Betracht. Der Antrieb unterirdischer Pumpen durch Dampf findet nur noch vereinzelt und ausnahmsweise statt. Die Verwendung von Druckluft ist zwar häufig, beschränkt sich aber im wesentlichen auf Pumpen geringerer Leistung.

Zu den Kolben- und Kreiselpumpen gesellt sich eine Anzahl kleiner Gruppen, nämlich der Wasserzieheinrichtungen, der Strahlvorrichtungen, der Mammutpumpen und der Pulsometer.

Die Wasserhebevorrichtungen spielen im Grubenbetriebe eine verschiedene Rolle, je nachdem es sich um die zutage hebende Hauptwasserhaltung oder um Sonderwasserhaltungen handelt. Diese haben als „Zubringepumpen“ den Zweck, jener die Wasser zuzuheben. Schon in Ziff. 15 ist darauf hingewiesen worden, daß häufig Wasserhaltungen auf verschiedenen Sohlen notwendig werden, da es unzweckmäßig wäre, die Wasser der jeweilig tiefsten Sohle zufallen zu lassen. Es tritt also häufig bereits in der Nähe des Schachtes selbst eine Zersplitterung der Wasserhaltung ein. Noch häufiger ist die Verwendung von Sonderwasserhaltungen im Felde, wobei es sich hier um einzelne Grubenbaue wie Abhauen und Gesenke oder um Unterwerksbaue mit ausgedehnten Abbaubetrieben handeln kann, aus denen die Wasser bis zur nächsthöheren Wasserseige gehoben werden müssen. In der Regel werden die Pumpen der Hauptwasserhaltung an Zahl gegenüber denjenigen der Sonderwasserhaltungen zurückstehen, werden sie aber an Größe und Leistungsfähigkeit übertreffen. Weitere Unterschiede ergeben sich daraus, daß für die großen Pumpeneinheiten der Hauptwasserhaltung geräumige, gut ausgebaute und gegen Gebirgsdruck geschützte Maschinenkammern notwendig werden, daß man dabei auf größere Sumpfanlagen Wert legen wird und daß schließlich eine ständige, sorgfältige Wartung angebracht sein und verlohnen wird. Für die im Felde aufgestellten, häufiger ihren Standort wechselnden Pumpen, die meist ohne größeren Sumpf und ohne dauernde Wartung arbeiten müssen, tritt dagegen die leichte Einstellbarkeit auf verschiedene Leistungen, die geringe Pflegebedürftigkeit und die Sicherheit gegen etwaiges Durchgehen bei Erschöpfung des Wasservorrats in den Vordergrund. Insgesamt läßt sich sagen, daß bei den Hauptwasserhaltungen

<sup>1)</sup> Klein: Handbuch für den deutschen Braunkohlenbergbau (Halle, Knapp), 2. Aufl., 1915, S. 683 u. f.

die Kreiselpumpen und bei den Sonderwasserhaltungen die Kolbenpumpen das Feld beherrschen.

19. — **Aufstellung des Antriebs unter oder über Tage.** Da die Saughöhe einer Pumpe theoretisch nur 10,3 m beträgt und zweckmäßig nicht über 4—5 m gesteigert wird, muß in jedem Falle die Pumpe selbst unter Tage aufgestellt werden. Bei den schnell laufenden Kreiselpumpen muß ebenso der

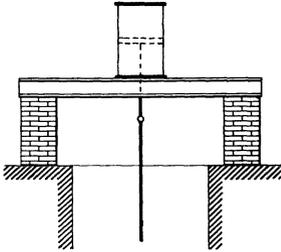


Abb. 788. Unmittelbarer Antrieb einer Gestänge-Wasserhaltung durch eine über dem Schachte aufgestellte Maschine.

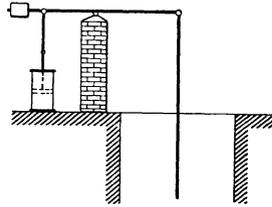


Abb. 789. Antrieb einer Gestänge-Wasserhaltung mittels Schwengels.

Antrieb unter Tage seinen Platz finden. Dagegen ist für die langsam arbeitenden Kolbenpumpen auch die Aufstellung der Antriebsmaschine über Tage als oberirdische Wasserhaltung möglich. Für diese freilich bereits selten gewordene Anordnung wird die Verbindung des Antriebs mit der Pumpe durch ein im Schachte herabgeführtes Gestänge notwendig (Gestänge-Wasserhaltung).

Falls die Antriebsmaschine nach Abb. 788 oberhalb des Schachtes selbst aufgestellt werden

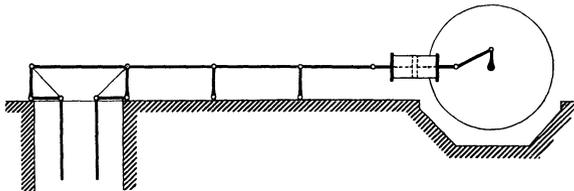


Abb. 790. Antrieb einer Gestänge-Wasserhaltung mittels Feldgestänges und Kunstkreuzes.

konnte, wurde das Gestänge unmittelbar mit der Kolbenstange der Pumpe verbunden. Stand die Maschine seitlich des Schachtes, so erfolgte die Verbindung mit dem Gestänge nach Abb. 789 durch einen mit Gegengewicht ausgerüsteten Schwengel (Balancier) oder bei größerer Entfernung vom Schachte durch Kunstkreuz und Feldgestänge (Abb. 790).

Die Schachtgestänge selbst wurden früher aus Holz, später aus Schmiedeeisen oder Rundstahl gefertigt.

Bei der unterirdischen Wasserhaltung braucht der Schacht nur mit der fest eingebauten Kraft- und der Steigleitung belastet zu werden. Die Antriebsmaschine nebst Pumpe wird in einer gewissen Entfernung seitlich vom Schachte aufgestellt, wo ein für die Herstellung des Maschinenraumes geeigneter Platz sich findet, der den Verhältnissen des Betriebes sowohl wie des Gebirges Rechnung trägt.

Die Entwicklung der Wasserhaltungen hat von der oberirdischen Wasserhaltung ihren Ausgang genommen. Erst verhältnismäßig spät (im Ruhr-

bezirke seit den 80er Jahren) ist man mehr und mehr zu den unterirdischen Wasserhaltungen übergegangen.

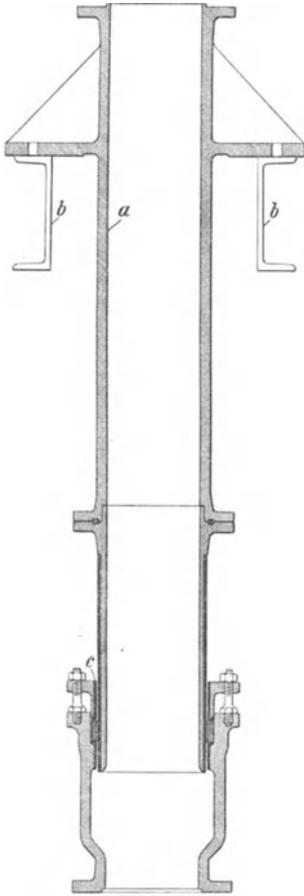


Abb. 791.

Tragrohr mit Dehnungstopfbüchse.

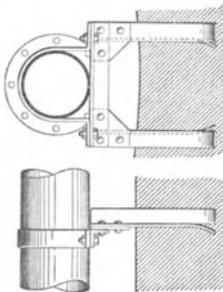


Abb. 792. Knicksicherung.

Die Gestänge-Wasserhaltung hat den Vorzug, daß beim Ersaufen der Grube die Antriebsmaschine nicht mit unter Wasser kommt und daß deshalb, da die Pumpe unter Wasser eine gewisse Zeit fortarbeiten kann, der Weiterbetrieb der Wasserhebung auch in solchem Falle möglich bleibt. Es ist also, wenn allein die Rücksicht auf die Wasserhaltung maßgebend ist, nur ein kleiner Sumpf erforderlich. Oberirdische Wasserhaltungen können ausnahmsweise auch jetzt noch für Gruben zweckmäßig sein, die unter plötzlich auftretenden, starken Wasserzugängen zu leiden haben, wie z. B. für Braunkohlen- und gelegentlich auch für Erzgruben, die nahe unter der Erdoberfläche bauen und bei der Schneeschmelze oder bei Wolkenbrüchen fast unvermittelt große Wassermengen aufzunehmen haben. Ferner kann es für Erzgruben, die auf Gängen bauen, vorteilhaft sein, mit einer oberirdischen Maschine, einem Gestänge und je einer Pumpe von den verschiedenen Sohlen das Wasser fortheben zu lassen, statt auf jeder dieser Sohlen einen besonderen Motor mit Pumpe aufzustellen.

Diesen Vorteilen stehen aber, ganz abgesehen von der großen Platzbeanspruchung im Schachte, schwerwiegende Nachteile gegenüber: Betriebsstörungen durch gelegentliche Gestängebrüche sind unvermeidlich. Dabei ist die Leistung verhältnismäßig gering. Es liegt das hauptsächlich daran, daß die schweren, auf und nieder gehenden Massen des Gestänges nur eine niedrige Hubzahl zulassen, die 8–10 in der Minute kaum übersteigt und um so niedriger gewählt werden muß, je tiefer der Schacht und je schwerer das Gestänge ist.

Demgegenüber haben unterirdische Wasserhaltungen den Vorzug, daß sie sich in Anlage und Betrieb wesentlich billiger stellen, weil das teure Gestänge fortfällt und Antriebsmaschine und Pumpe wegen der gesteigerten Umdrehungszahl kleinere Abmessungen erhalten können. Dazu kommt eine große Betriebsicherheit, weil die Unterhaltung und die Wartung des Schachtgestänges sich erübrigen, was besonders für druckhafte und unruhige Schächte von Bedeutung ist. Dem ein-

zigen Bedenken, daß die unterirdische Wasserhaltung zeitweilig unter Wasser kommen und dann die ganze Grube ersaufen kann, läßt sich durch reichliche Bemessung der Anlage, durch Höherlegung der Maschine (Ziff. 21), unter Umständen auch durch den Einbau von Dammtoren, begegnen. Selbstverständlich wird man auch für einen reichlich großen Fassungsraum des Sumpfes Sorge tragen. Aus diesen Gründen sind in den letzten Jahrzehnten fast nur noch unterirdische Wasserhaltungen eingebaut worden.

**20. — Steigleitungen.** Als Steigleitungen werden jetzt meist nahtlos gewalzte, verzinkte Stahlrohre mit aufgeschweißten Bundcn und losen Flanschen in Längen von 6—10 m verwendet. Die Wandstärken pflegen zwischen 8 und 15 mm zu liegen; sie werden entsprechend dem Durchmesser der Leitung und dem Wasserdrucke in den verschiedenen Teufen abgestuft. Zur Aufnahme des Rohrgewichts werden in Abständen von 100—120 m Tragrohre *a* (Abb. 791) eingebaut, die auf Trägern *b* verlagert werden. Unterhalb der Tragrohre werden gewöhnlich Dehnungstopfbüchsen *c* („Kompensatoren“) eingebaut, die zum Ausgleich der bei wechselnden Temperaturen auftretenden Längungen und Kürzungen dienen. Die Knickgefahr wird durch Knicksicherungen (Abb. 792) behoben, die in Abständen von 6—10 m angeordnet werden.

**21. — Höhenlage der Wasserhaltung zur Bausohle.** Wichtig ist die Höhenlage der Wasserhaltung zur Bausohle. In der Regel erfolgt die Aufstellung so, daß der Flur der Maschinenkammer sich in gleicher Höhe wie die zugehörige Sohle, die Sumpfanlage dagegen etwa 4 m unter dieser befindet<sup>1)</sup>. Bei solcher Anordnung kann die Sumpfanlage völlig und die Tiefbausohle noch etwa  $\frac{1}{2}$ —1 m unter Wasser kommen, ehe dieses bis an die Motoren steigt und der Betrieb der Maschine unmittelbar gefährdet wird. Der Fortbetrieb kann aber noch weiter dadurch gesichert werden, daß man den Zugang zur Maschinenkammer von den Querschlägen oder Richtstrecken der Tiefbausohle aus mit einem Dammtor versieht, das im Falle des Ansteigens der Wasser geschlossen werden kann. Es bleibt alsdann nur noch ein zweiter Zugang zur Maschinenkammer, der 10—15 m über der Tiefbausohle in den Schacht mündet. Auf diese Weise können die Baue der Tiefbausohle für Notfälle als leistungsfähiger Sumpf mit herangezogen werden. Als teilweiser Ersatz für ein Dammtor dient eine sattelförmige Erhebung in der Verbindungstrecke zwischen Fördersohle und



Abb. 793. Sattelförmige Erhebung der Sohle zwischen Förderstrecke und Pumpenkammer.

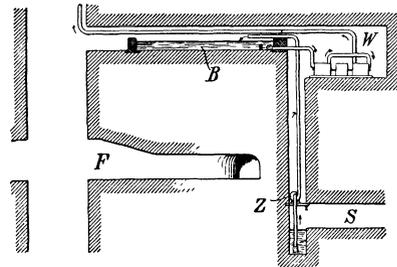


Abb. 794. Aufstellung der Wasserhaltung oberhalb der Fördersohle.

<sup>1)</sup> Glückauf 1917, Nr. 15, S. 313 u. f.; M. Gaze: Richtlinien für den Bau großer elektrischer Wasserhaltungen.

Pumpenkammer (Abb. 793). Hierbei kann das Wasser auf der Fördersohle  $F$  immerhin um das Maß der Sattelhöhe ansteigen, ehe die Pumpe  $W$  bedroht wird.

Falls für die Grube eine größere Wassergefahr besteht, kann man auch die Wasserhaltung von vornherein 10–15 m über der Tiefbausohle aufstellen (Abb. 794), um die Maschine noch sicherer gegen ein Ersaufen zu schützen. Freilich muß dann eine besondere Zubringepumpe  $Z$  vorgesehen werden, die das Wasser aus dem unter der Fördersohle  $F$  befindlichen Sumpf  $S$  einem Behälter  $B$ , der etwa in Höhe der Wasserhaltung  $W$  oder noch besser darüber angeordnet ist, zuhebt. Diese Anordnung hat den weiteren Vorteil, daß die Hauptpumpe ganz ohne Saughöhe arbeiten kann und das Anlassen sich einfach gestaltet.

### A. Kolbenpumpen.

22. — **Einleitende Bemerkungen und Einteilung.** Bei den Kolbenpumpen wird das Wasser in der bekannten Weise durch den Hin- und Hergang eines Kolbens in einem Pumpenzylinder unter Mitwirkung eines Saug- und eines Druckventils bewegt. Der Kolben kann ein den ganzen Zylinderquerschnitt ausfüllender Scheibenkolben oder ein nur durch seinen Rauminhalt wirkender Verdrängungs- (Tauch- oder Plunger-) Kolben sein. Das angesaugte Wasser kann durch Heben oder durch Drücken nach oben befördert werden. Zur Vermeidung von Wasserstößen werden Windkessel eingeschaltet.

Man unterscheidet:

1. Hubpumpen,
2. Pumpen, die ein Mittelglied zwischen Hub- und Druckpumpen darstellen, z. B. Rittingersätze,
3. Druckpumpen.

Die unter 1. und 2. genannten Pumpen werden nur als Gestänge-Wasserhaltungen gebaut. Die Druckpumpen dagegen werden sowohl für oberirdische wie für unterirdische Wasserhaltungen verwendet.

#### a) Kolbenpumpen mit Antriebsmaschinen über Tage.

23. — **Hubpumpen.** Bei einer Hubpumpe bildet nach Abb. 795 der untere Teil der Steigleitung  $d$  selbst den Pumpenzylinder, in dem sich der Pumpenkolben  $k$  auf- und niederbewegt. Dieser ist im Gegensatz zu den Tauchkolben bei den Druckpumpen durchbohrt und mit einem Ventil oder mit Klappen  $h$  besetzt. Nahe unter dem niedrigsten Stande des Kolbens befindet sich ein das Saugventil  $s$  enthaltendes Ventilgehäuse  $g$ , an das sich unten die Saugleitung  $t$  mit dem Saugkorb  $a$  anschließt.

Die Hubpumpen haben die Eigentümlichkeit, daß das den Kolben bewegende Gestänge  $i$  innerhalb der Steigleitung untergebracht ist und von deren Wandungen geführt wird. Der Raumbedarf ist somit nur gering. Die Pumpe kann mit dem Saugkorbe unmittelbar auf der Schachtsohle stehen, oder sie kann an der Rasenhängebank in der einen oder anderen Weise aufgehängt werden. Die Unterbringung der Pumpe im Schachte erfordert also keine festen Verlagerungen im Schachttiefsten; das Senken und das Herausholen bis über den Wasserspiegel für etwaige Ausbesserungen können ohne weiteres

erfolgen. Es sind dies Annehmlichkeiten, die sich namentlich beim Schacht-abteufen geltend machen.

Der Nachteil der Hubpumpen ist, daß die Höhe, auf die sie das Wasser in einem Satze zu heben gestatten, nur gering ist und 60—80 m, im Höchsthalle 100—200m nicht übersteigt. Es liegt dies daran, daß die Dichtung zwischen Kolbenumfang und Zylinderwand nicht während des Betriebes nachstellbar einzurichten ist und deshalb stets unzuverlässig und mehr oder minder unvollkommen bleibt. Bei höheren Drücken als 6—8 at versagt sie, namentlich wenn die Wasser nicht ganz rein, sondern sandig sind.

**24. — Doppeltwirkende Hubpumpen (Rittinger-, Perspektivpumpen).** Bei dieser Art Pumpen (Abb. 796) ist ein Teil der Rohrleitung selbst als Kolben ausgebildet. Dieser Teil ist mittels der Ansätze *aa* an das Gestänge angeschlossen und schiebt sich beim Auf- und Niedergang unter Dichtung durch die Stopfbüchsen *t<sub>1</sub>* und *t<sub>2</sub>* über den unteren Teil der Steigleitung *d* und in den oberen Teil des Saugrohres *c*. Das obere Ventil *h* sitzt in dem bewegten Teile der Leitung und nimmt an dem Auf- und Niedergange teil.

Die Einrichtung hat den Vorteil, daß die Pumpe beim Hoch- und Niedergehen des Gestänges in ununterbrochenem Strome Wasser ausgießt. Der Grund hierfür ist, daß beim Aufgange der zwischen der Mündung *m* der Steigleitung und dem Ventil *h* befindliche Raum und beim Niedergange der zwischen derselben Mündung und dem Ventil *s* vorhandene Gesamtraum sich verkleinert, so daß dauernd Wasser in die Steigleitung eintreten muß. Selbstverständlich findet das Ansaugen des Wassers nur beim Hochgehen des Kolbens statt. Durch das vorhin angegebene Verhältnis der Räume oberhalb des Saugventils wird aber erreicht, daß das einmalig angesaugte Wasser zur Hälfte bei der einen und zur Hälfte bei der anderen Bewegungsrichtung des Kolbens in die Steigleitung tritt.

**25. — Druckpumpen.** Im Gegensatz zu der Hub- und auch zur Rittingerpumpe ist der Kolben *k* (Abb. 797) einer Druckpumpe nicht durchbohrt, sondern geschlossen. Er bewegt sich in einem besonderen Pumpenzylinder *c* auf und ab, während Saugventil *s* und Druckventil *h* seitlich innerhalb der Saugleitung *g* und Steigleitung *d* nahe übereinander eingebaut zu sein pflegen. Gewöhnlich ist der Kolben als Tauchkolben ausgebildet und unmittelbar am unteren Ende des Gestänges befestigt. An der Eintrittsstelle des Kolbens in den Zylinder befindet sich eine Stopfbüchse *t*, die während

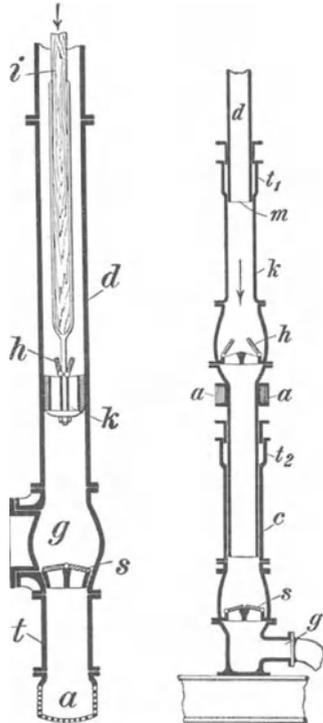


Abb. 795. Hubpumpe.

Abb. 796. Doppeltwirkende Hubpumpe (Rittingerpumpe).

des Betriebes zugänglich bleibt und nachstellbar ist. Es ist so möglich, mit höheren Drücken, als sie bei der Hubpumpe anwendbar sind, zu arbeiten, und man kann das Wasser in einem einzigen Satze mehrere hundert Meter hochdrücken. Man hat Drucksätze im Ruhrbezirke bis zu 270 m Druckhöhe ausgeführt, ohne daß damit die Höchstgrenze erreicht wäre. Gewöhnlich hat man sich freilich bei den oberirdischen Wasserhaltungen mit niedrigeren Drucksätzen begnügt und die Schachtteufe durch Drucksätze von 80–120 m Höhe, die von einem gemeinschaftlichen Gestänge angetrieben wurden, unterteilt. Als untersten Satz wandte man dabei gern eine Hubpumpe an, die wegen der Möglichkeit, sie leicht heben oder senken zu können, hier den Vorzug verdiente. Gegenüber dieser besteht für die Druckpumpe überhaupt der Nachteil, daß der Pumpenzylinder einer festen Verlagerung und das Gestänge einer besonderen Führung im Schachte bedarf. Bei bereits fertigen Schächten tritt der Übelstand weniger in die Erscheinung als bei solchen Schächten, die noch im Abteufen begriffen sind. Man wird deshalb gewöhnlich für bereits in Betrieb befindliche Gruben, falls man sich überhaupt zu einer Gestänge-Wasserhaltung entschließt, Druckpumpen vorziehen, während für Abteufschächte gern Hubpumpen gewählt werden, solange die Schachtteufe dies zuläßt.

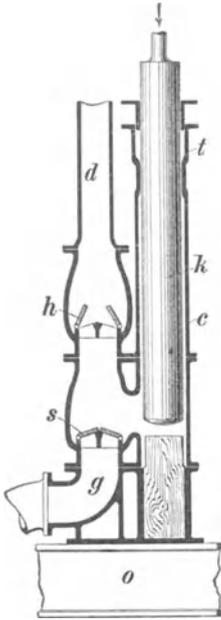


Abb. 797. Druckpumpe.

### b) Kolbenpumpen mit Antriebsmaschinen unter Tage.

26. — Die Pumpen. Die für die unterirdische Wasserhaltung benutzten Pumpen sind stets Druckpumpen, die in ihrem Wesen der durch Abb. 797 dargestellten Pumpe entsprechen. Anordnung und Ausführung weisen allerdings einige Abweichungen auf.

Da die unterirdischen Maschinenräume am leichtesten und sichersten langgestreckt, aber mit geringen Höhenabmessungen hergestellt werden können, finden wir fast ausnahmslos die liegende Anordnung der Pumpenzylinder statt der in Abb. 797 gezeichneten stehenden. Die Pumpenkolben sind für hohe Drücke ausschließlich Tauchkolben, wie dies z. B. die Abbildungen 798–800 zeigen. Für niedrige Drücke werden auch Scheibenkolben benutzt.

Die Regel ist, daß Pumpen mit zwei-, drei- oder vierfacher Wirkung benutzt werden, (s. die Abbildungen 798–800). Die Pumpenkolben werden zu diesem Zwecke durch Umführungstangen *s* (Abb. 798) oder unmittelbaren (Abb. 800) miteinander verbunden oder werden von einer gemeinsamen Kurbelwelle *w* aus bewegt (Abb. 799). Auf diese Weise gibt die Antriebsmaschine in jedem Augenblick annähernd gleiche Leistungen ab, und die Wassersäule bleibt in der Steigleitung, begünstigt durch die Wirkung der Windkessel, in gleichmäßiger, ununterbrochener Aufwärtsbewegung, was besonders für elektrisch angetriebene Pumpen wichtig ist.

Das gleiche Ziel der ununterbrochenen Aufwärtsbewegung des Wassers in der Steigleitung erreicht man mit nur 2 Ventilen bei der Differentialpumpe durch Anwendung eines Stufenkolbens (Abb. 801). Beim Gange des Kolbens nach rechts wird das Wasser angesaugt und steigt durch das Saugventil *s* in den linken Zylinder empor. Gleichzeitig wird ein Teil des im

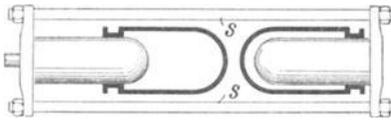


Abb. 798. Druckpumpe mit zweifacher Wirkung.

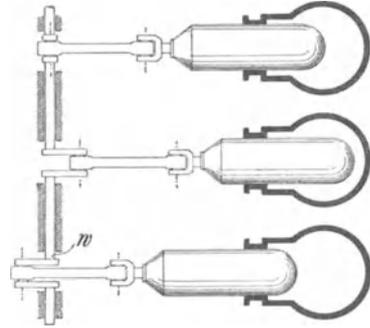


Abb. 799. Druckpumpe mit dreifacher Wirkung.

rechten Zylinder bereits befindlichen Wassers in die Steigleitung *D* befördert. Beim Gange nach links wird das angesaugte Wasser über das Druckventil *d*

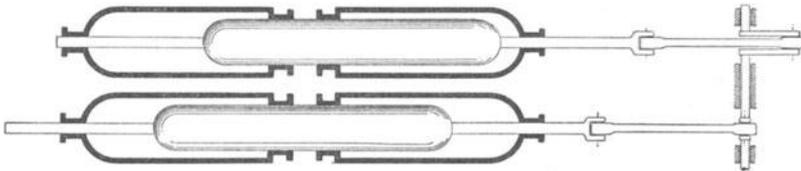


Abb. 800. Druckpumpe mit vierfacher Wirkung.

in den rechten Zylinder und aus diesem zum Teil in die Steigleitung gedrückt. Bei entsprechender Bemessung der Kolbdurchmesser  $k_1$  und  $k_2$  wird beim Hin- und beim Rückgange des Kolbens die gleiche Menge Wasser in die Steigleitung gelangen. Wegen der größeren Raumbeanspruchung werden derartige Pumpen nur für mäßige Leistungen angewandt. Auch müssen bei hohen Leistungen die Ventile einen unbequem großen Durchmesser erhalten.

Die mit Druckpumpen im Betriebe erreichbare Druckhöhe scheint bei etwa 800 m zu liegen. Bei größeren Druckhöhen treten Schwierigkeiten, insbesondere ein schneller Verschleiß der Ventile auf, die den Wirkungsgrad herabmindern und schließlich den Fortbetrieb unmöglich machen<sup>1)</sup>.

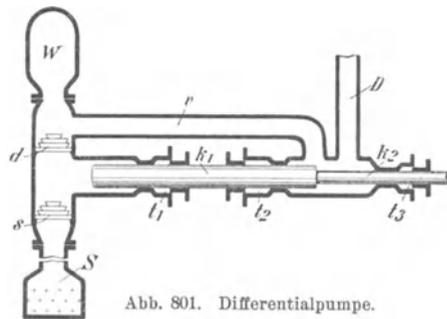


Abb. 801. Differentialpumpe.

<sup>1)</sup> Glückauf 1915, Nr. 4, S. 81 u. f.; M. Vahle: Wasserhaltungsschwierigkeiten bei großen Teufen; — ferner ebenda 1915, Nr. 25, S. 614 u. f.; B. Gilbert: Betriebserfahrungen mit Wasserhaltungsanlagen in großen Teufen.

27. — **Treibkräfte. Der Dampftrieb.** Die unterirdischen Wasserhaltungen können mit Dampf, Preßluft, Druckwasser oder Elektrizität angetrieben werden. An die Stelle des Dampftriebs, der früher an erster Stelle stand, ist mehr und mehr der elektrische Antrieb getreten.

Die für größere unterirdische Wasserhaltungen gebrauchten Dampfmaschinen arbeiten mit Schwungrad, wobei Verbundmaschinen in Zwillingsanordnung bevorzugt werden. In druckhaftem Gebirge wählt man der langgestreckten Bauart wegen gern Tandemaschinen. Die Steuerungen sind dieselben, wie sie auch für die gleichen Maschinen über Tage gebraucht werden. Kondensation ist stets vorhanden.

Als Beispiel zeigt Abb. 802 die mit einer Verbundmaschine ausgerüstete Wasserhaltung der holländischen Staatsgruben bei Kerkrade, die eine vierfach wirkende Pumpe antreibt und bei 85 Umdrehungen minutlich  $4 \text{ m}^3$  auf 400 m Höhe zu drücken imstande ist. Mit  $a$  ist der Hochdruckzylinder, mit  $b$  der Zwischen-Dampfaufnehmer, mit  $c$  der Niederdruckzylinder, mit  $d$  die Kondensation und mit  $e$  das Schwungrad bezeichnet. Die Zuleitung des Frischdampfes erfolgt durch das Rohr  $f$ , während für die Führung des Abdampfes zur Kondensation das Rohr  $g$  dient.  $h$  ist die Abflußleitung der Kondensation, die das gesamte angesaugte Wasser der Pumpe zufallen läßt. In den Pumpenzylindern  $p_1$  und  $p_2$  bzw.  $p_3$  und  $p_4$  bewegen sich 4 Kolben  $k_1—k_4$ , von denen je 2 durch ein Umführungsgestänge  $s$  miteinander verbunden sind. Die Gehäuse für die Saugventile sind mit  $v_1—v_4$ , diejenigen für die Druckventile mit  $w_3$  und  $w_4$  ( $w_1$  und  $w_2$  sind nicht sichtbar) bezeichnet.  $t$  ist die Steigleitung der Pumpe.

Da derartige Wasserhaltungsmaschinen mit einer Umdrehungszahl von 40—90 minutlich arbeiten, können ihre Abmessungen im Gegensatz zu den sehr langsam laufenden Gestänge-Wasserhaltungen verhältnismäßig klein gehalten werden. Dementsprechend sind die Anlagekosten, obwohl unterirdische Maschinenräume hergestellt werden müssen, gering, sie können auf 550 bis 650  $\mathcal{M}$  je Pferdestärke geschätzt werden. Auch der Dampfverbrauch ist günstig und beträgt bei ununterbrochenem Betriebe nur etwa 8—12 kg je PS-Stunde in gehobenem Wasser. Mit der Abnahme der täglichen Betriebszeit nimmt freilich der Dampfverbrauch für die PSh zu, was darin begründet liegt, daß man die von der Kesselanlage zur Wasserhaltung führende Dampfleitung während des Stillstandes der letzteren bis zur Maschine unter Tage unter Dampf stehen lassen muß. Andernfalls würde die Leitung durch den dauernden Wechsel von Erwärmung und Abkühlung leiden und undicht werden. Man muß deshalb den Leitungs-Kondensationsverlust während des Stillstandes der Maschine in den Kauf nehmen.

Für kleinere Wasserhaltungen wählt man statt der vorerwähnten Antriebsmaschinen gern einfachere, schwungradlose Maschinen, die zwar den Nachteil eines höheren Dampfverbrauches besitzen, dafür aber einer minder sorgfältigen Wartung bedürfen, einen geringeren Raumbedarf haben und leicht und schnell (bei kleinen Leistungen sogar ohne Gründungsmauerwerk) aufgestellt werden können. Am verbreitetsten sind die Duplexpumpen, wie sie in mehr oder minder ähnlicher Ausführung z. B. von Schwade & Co. in Erfurt, von Weise & Monski in Halle a. S., von der Maschinenfabrik Odessa in Oschersleben u. a. geliefert werden. Sie sind so einfach und betriebsicher, daß sie stundenlang ohne alle Wartung laufen können.

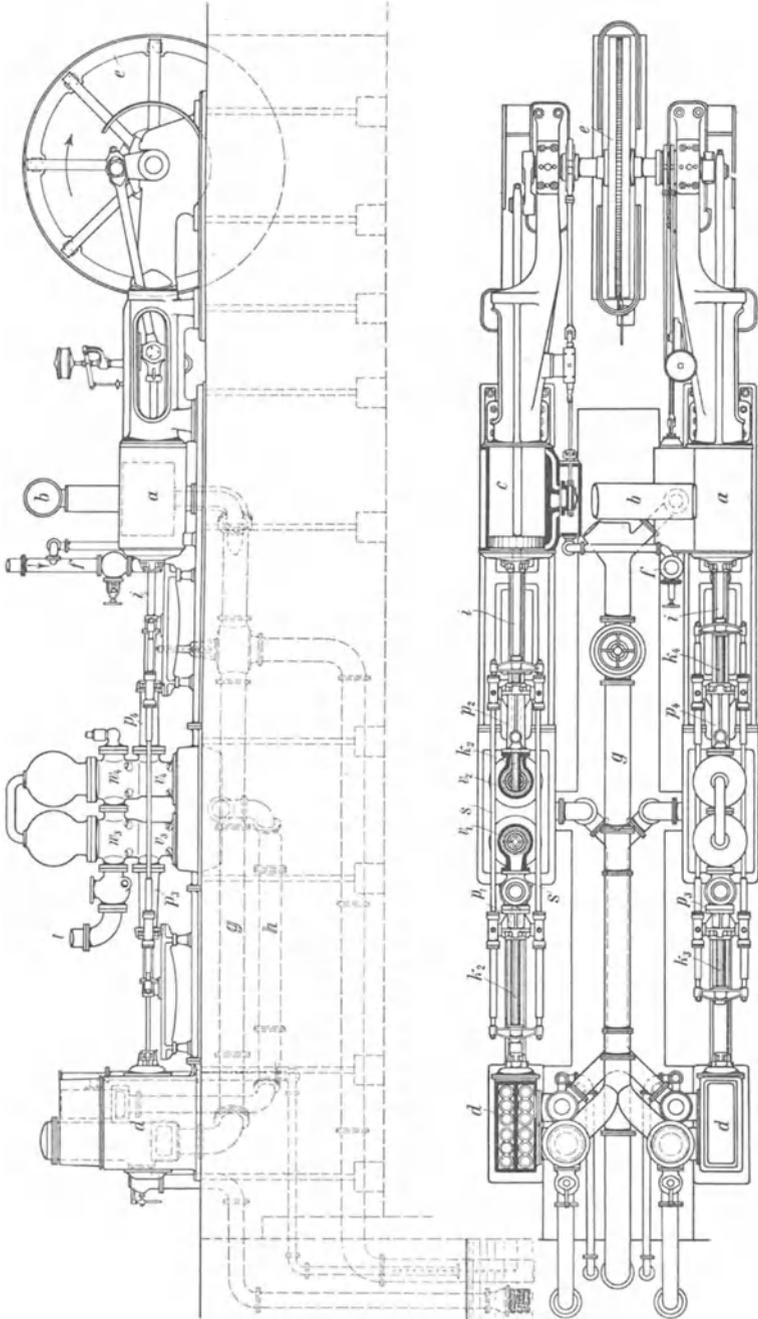


Abb. 802. Unterirdische Verbund-Wasserhaltungsmaschine der holländischen Staatsgruben bei Kerkrade (Leistung minutlich 4 m<sup>3</sup> aus 400 m Teufe bei 85 Umdrehungen).

Duplexpumpen sind Zwillingspumpen, bei denen jede Maschinenhälfte aus einem Dampfzylinder mit zugehörigem Pumpenzylinder besteht. Der Dampfmaschinen- und der Pumpenkolben sind durch ihre Kolbenstangen unmittelbar miteinander verbunden. Dabei bestehen die Eigentümlichkeiten, daß die eine Maschinenhälfte die Umsteuerung der anderen betätigt und daß die Kolben der einen Hälfte nach beendetem Hingange zur Ruhe kommen und so lange ohne Bewegung bleiben, bis die Kolben der anderen Seite ihren Weg gemacht und an dessen Schlusse die Umsteuerung der anderen Seite betätigt haben. Die beiderseitigen Kolben machen also ihren Weg nacheinander mit Pausen am Ende eines jeden Hubes<sup>1)</sup>.

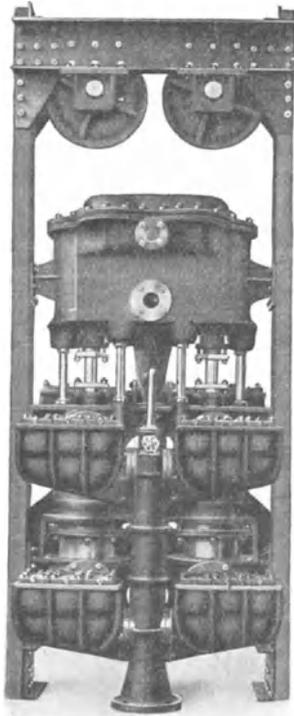


Abb. 803. Duplexpumpe für Abteufzwecke von Otto Schwade & Co. zu Erfurt (für 3,2 m<sup>3</sup> minutlich auf 200 m Druckhöhe).

Die tatsächliche Ausführung ist im Laufe der Zeit von den verschiedenen Pumpenfabriken in mannigfacher Weise vereinfacht worden. Insbesondere hat man die früher außen liegenden Hebel und Gelenke beseitigt, und die Steuerung wird durch völlig eingekapselte Drehgetriebe betätigt, so daß sich ein sehr gedrängter, einfacher Bau ergibt. Die Vorzüge der Duplexpumpen machen sie besonders für Schachtabteufen geeignet. Abb. 803 zeigt eine von der Firma O. Schwade & Co. gebaute Senkpumpe, die mittels eines Drahtseiles oder einer Kette, die um eine obere Rolle gelegt ist, gehoben und gesenkt werden kann.

Je nach dem Verhältnis der Durchmesser der Dampf- und Pumpenzylinder und nach dem Dampfdrucke werden mit den Duplexpumpen Förderhöhen bis zu 200 m überwunden und dabei Leistungen bis zu 4 m<sup>3</sup> minutlich erzielt. Der Dampfverbrauch der gewöhnlichen Duplexpumpen ist hoch, er wird je nach der Größe auf 27–50 kg je PS-Stunde angegeben. In Schächten wird er bei dem oftmals unterbrochenen Betrieb und den wachsenden Teufen, die eine dauernd richtige Bemessung des Verhältnisses

zwischen Dampf- und Pumpenzylinder zur Unmöglichkeit machen, noch größer sein.

Duplexpumpen werden, um eine bessere Ausnutzung des Dampfes zu erhalten, auch mit je 2 hintereinander liegenden und zusammen arbeitenden Dampfzylindern für Hoch- und Niederdruck gebaut. Für solche Pumpen wird ein Dampfverbrauch von 17–24 kg je PS-Stunde angegeben. Für größere

<sup>1)</sup> Vgl. das auf S. 483 in Anm. <sup>1)</sup> angeführte Lehrbuch von Dr. H. u. C. Hoffmann, S. 258 u. f.

Wasserhaltungsanlagen ordnet man sogar zur besseren Ausnutzung des Dampfes je 3 Dampfzylinder hintereinander an und erreicht hierdurch einen noch geringeren Dampfverbrauch. Die Dampfersparnis im Betriebe wird aber mit einem größeren Gewichte der Maschine, größerem Raumbedarf, Verringerung der Betriebsicherheit und höheren Anschaffungskosten erkauft.

**28. — Nachteile des Dampfes als Antriebsmittel unter Tage.** Die Benutzung des Dampfes für den Antrieb der Wasserhaltung unter Tage ist für die Grube unbequem und unter Umständen gefährlich. Ist man gezwungen, die Dampfzuleitung teilweise oder ganz in den einziehenden Schacht zu verlegen, so wird der Wetterstrom behindert und geschwächt. Im ausziehenden Schachte wirkt freilich die Wärmeabgabe förderlich und wird durch eine Minderbelastung die Bewetterungsmaschine wirtschaftlich ausgenutzt. In jedem Falle muß aber für Abführung der in die Maschinenkammer ausstrahlenden Wärme durch einen genügend starken Teilstrom Sorge getragen werden. Ferner darf mit Rücksicht auf die zu befürchtende Austrocknung und die dadurch entstehende Brandgefahr der Schacht, durch den die Leitung geführt ist, nur mit feuersicherem Ein- und Ausbau versehen sein.

Je tiefer die Grube ist, um so mehr Dampf ist zur Hebung eines Kubikmeters Wasser erforderlich, und um so mehr Kühlwasser ist für die Kondensation nötig. Man kommt schließlich an eine Grenze, wo das zu hebende Wasser zur Kondensation des Dampfes nicht mehr ausreicht. Eine bestimmte Zahl für diese Grenze läßt sich nicht angeben, da die Verhältnisse je nach dem Grade der Überhitzung des Dampfes, dem Wirkungsgrad der Anlage und der Temperatur der Grubenwasser ganz verschieden liegen können. (Im Ruhrbezirke finden sich Dampfwaterhaltungen bis zu einer Teufe von etwa 600 m.) Dieser Umstand drängte für tiefe Schächte schon Ende des vorigen Jahrhunderts auf einen Ersatz der Dampfwaterhaltung.

**29. — Der Preßluftantrieb** wird zwar häufig, jedoch immer nur für Pumpen von geringer Leistung, benutzt. Die Druckluft hat gegenüber dem Dampfe außer der Kühlwirkung auf die Grubenwetter den Vorteil, daß eine Kondensationseinrichtung nicht nötig ist und hieraus eine erhöhte Einfachheit und Verwendungsmöglichkeit sich ergibt. Nachteilig ist aber die Unwirtschaftlichkeit der Druckluft-Kraftübertragung. Auf die Pferdekraftstunde in gehobenem Wasser sind etwa 60—100 m<sup>3</sup> angesaugte Luft zu rechnen, so daß die indizierte Pumpenleistung mit einer 6—10fach höheren Kompressorleistung aufzuwiegen ist.

Günstiger erscheint das Bild, wenn man die Gesamtkosten des Preßluft- und des Dampftriebes miteinander vergleicht. Rechnet man, wie vielfach üblich, für 1 kg Dampf 0,3 ₰ und für 1 m<sup>3</sup> angesaugte Luft 0,36 ₰, so betragen die Betriebskosten für eine Duplexpumpe mit 27—50 kg Dampfverbrauch je PSh bereits 8,1—15 ₰, während die des Preßluftantriebes sich auf 21,6 bis 36 ₰ belaufen würden.

**30. — Der Antrieb durch Druckwasser<sup>1)</sup>** erfordert, wenn größere Wassermengen gehoben werden müssen, umständliche und teure Einrich-

<sup>1)</sup> Näheres s. in den früheren Auflagen dieses Werkes.

tungen. Eine über Tage aufgestellte Dampfmaschine betreibt eine Preßpumpe, in der das Kraftwasser auf den Betriebsdruck von 200–300 at gepreßt wird. Ein Druckspeicher, der gewöhnlich aus einem großen Preßluftkolben besteht, der auf einen kleinen Druckwasserkolben wirkt, nimmt das Wasser zunächst auf und dient zum Ausgleich der auftretenden Wasserstöße. Von hier wird das Wasser durch die in den Schacht eingebaute Fallrohrleitung dem unterirdischen Teile der Wasserhaltung zugeführt. Dieser Teil besteht aus Wassersäulenmaschine und Pumpe.

Eine solche hydraulische Wasserhaltung scheint zwar auf den ersten Blick mancherlei Vorteile zu bieten: Wassersäulenmaschine und Pumpe sind einander ähnliche und unter annähernd gleichen Bedingungen arbeitende Maschinen, deren Hubzahl zueinander paßt. Das Wasser ist ein ohne erhebliche Kraftverluste arbeitendes Kraftübertragungsmittel, es übt keine schädlichen Wärmewirkungen auf die Grube aus, sondern kühlt sie eher ab. Auch Gefahren, wie sie z. B. bei Verwendung der Elektrizität bestehen, sind nicht zu befürchten. Selbst unter Wasser kann die hydraulische Wasserhaltung noch eine Zeitlang fortarbeiten.

Dem stehen aber schwerwiegende Nachteile gegenüber: Die Anlagekosten sind wegen der Notwendigkeit dreier Leitungen im Schachte und der Einrichtung einer besonderen Preßwasseranlage über Tage groß. Die hohen Drücke stellen große Anforderungen an die Ventilkästen, die leicht springen, und erfordern besondere Sorgfalt und die Aufwendung hoher Kosten für Stopfbüchsendichtungen. Schließlich ist auch unter Umständen der Frost dem Betriebe solcher Wasserhaltungen schädlich. Wegen dieser Nachteile sind hydraulische Wasserhaltungen schon seit einer Reihe von Jahren nicht mehr gebaut worden.

**31. — Der Antrieb durch elektrischen Strom.** Bei den elektrischen Wasserhaltungen wird die Pumpe durch einen Elektromotor angetrieben, dem der Strom von über Tage her zugeführt wird.

Die hohe Umdrehungszahl des Elektromotors ließ ihn von vornherein als zum Betrieb einer Kolbenpumpe weniger geeignet erscheinen. Man suchte zuerst einen Teil der Schwierigkeiten auf die Pumpen abzuwälzen, indem man nach den Vorschlägen Riedlers raschlaufende Pumpen, die 200, ja sogar 300 Spiele in der Minute machen sollten, baute. Diese Schnellläufer haben sich aber wenig bewährt, so daß man später allgemein wieder zu langsamer laufenden Pumpen zurückgekehrt ist und Spielzahlen von etwa 100 bis 140 minutlich nicht gern überschreitet.

Die Abb. 804 zeigt die jetzt am meisten übliche Bauart einer elektrischen Wasserhaltung. Der Motor  $M$  ist durch eine Kurbel und die Pleuelstange  $P$  unmittelbar mit der doppelwirkenden Pumpe gekuppelt, deren beide Kolben  $k_1$  und  $k_2$  durch Querstücke  $T_1$  und  $T_2$  und Umführungstangen  $U_1$  und  $U_2$  miteinander verbunden sind. Die Saugleitung ist mit  $SL$ , das Saugventil mit  $s$ , das Druckventil mit  $d$  und die Steigleitung mit  $Dr$  bezeichnet.

Für kleinere, namentlich für fahrbare Pumpen verzichtet man meist auf die unmittelbare Kuppelung des Motors mit der Pumpe und schaltet, um für den Motor kleinere Abmessungen zu erhalten, eine Kraftübertragung ins Langsame (gewöhnlich eine Zahnradübersetzung) ein.

Die besonderen Vorteile der elektrischen Wasserhaltung sind die Einfachheit und der geringe Raumbedarf des Kraftübertragungsmittels im Schachte.

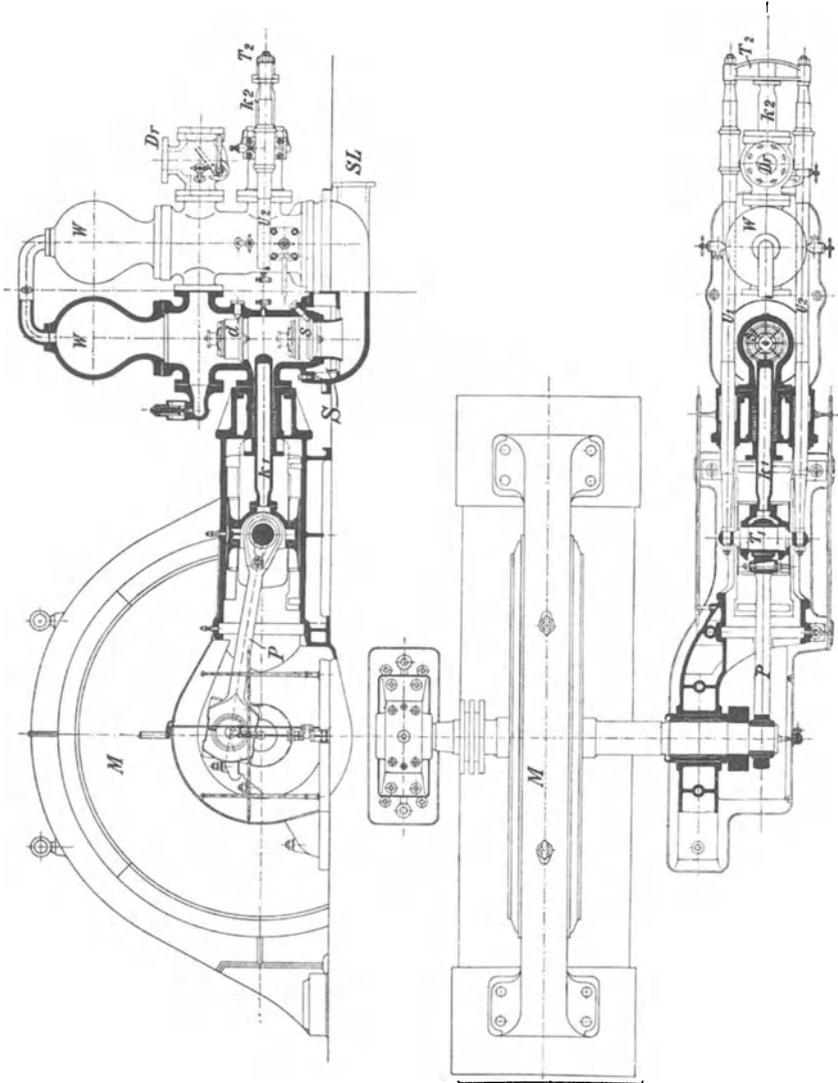


Abb. 804. Elektrische Wasserhaltung für 1,5 m<sup>3</sup> minutlich auf 495 m Druckhöhe, gebaut von der Firma Ehrhardt & Seher zu Schleifmühle für Schacht Kat. der A.-G. Hoersch-Köln-Neussen.

**32. — Vergleich der Kosten des Dampf- und des elektrischen Antriebs.** Die laufenden Kosten größerer Wasserhaltungen können nach den Angaben des Sammelwerks etwa wie folgt berechnet werden, wobei allerdings zu bemerken ist, daß die Zahlen an sich mittlerweile überholt sind. Immerhin ist ihr Vergleichswert noch von Bedeutung.

Kosten einer Pferdekraftstunde in gehobenem Wasser					Kosten einer 100-mt	Jahreskosten je m <sup>3</sup> aus 500 m Tiefe
bei einer Arbeitszeit von täglich Stunden	Verzinsung und Tilgung	Wartung und Unterhaltung	Dampfkosten	Summe		(rund)
	⌘	⌘	⌘	⌘	⌘	⌘
Dampfwasserhaltung:						
24	0,5	0,3	2,0	2,8	1,0	27 000
12	1,0	0,5	3,2	4,7	1,7	46 000
4	3,0	1,3	4,2	8,5	3,1	83 000
Elektrische Wasserhaltung:						
12	2,0	1,0	3,0	6,0	2,2	59 000

Bemerkenswert bei den Kosten der Dampfwasserhaltung ist die starke Abhängigkeit von der täglichen Betriebsdauer. Mit der Abnahme dieser Betriebszeit wachsen nämlich nicht nur die Kosten für Verzinsung, Tilgung, Wartung und Unterhaltung, sondern auch die Dampfkosten selbst, worauf schon in Ziff. 27, Abs. 4 hingewiesen worden ist. Dagegen nehmen die Kraftkosten der elektrischen Wasserhaltung mit sinkender Betriebsdauer nicht zu, so daß diese um so eher mit der Dampfwasserhaltung in Wettbewerb treten kann, je kürzer die tägliche Betriebszeit ist.

Im übrigen wird wegen der Kosten auf Ziff. 53 verwiesen.

## B. Kreiselpumpen.

33. — **Wesen, Wirkung und Antrieb.** Die Wirkungsweise der Kreisel- (Schleuder-, Zentrifugal- oder Turbo-) Pumpen beruht darauf, daß ein Schaufelrad das Wasser annähernd tangential fortschleudert und axial ansaugt. Eine solche Pumpe entspricht also in ihrem Wesen dem Zentrifugalventilator (s. Bd. I, 6. Aufl., 5. Abschnitt, unter „Depressionsmaschinen“). Tatsächlich bestanden auch die ältesten Kreiselpumpen ähnlich wie ein Ventilator nach Abb. 805 aus einem einzigen Schaufelrad *r* mit rückwärts gebogenen Schaufeln, an das sich ein spiralförmiger Auslauf *a* mit dem Steigrohr *D* anschloß.

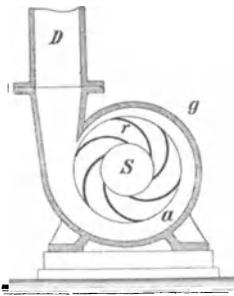


Abb. 805. Kreiselpumpe ohne Leitschaufeln.

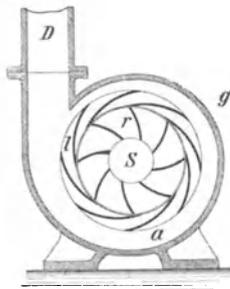


Abb. 806. Kreiselpumpe mit Leitschaufeln (Turbopumpe).

Solche Pumpen werden jetzt nur noch für geringe Förderhöhen, bis höchstens 20 m, gebaut, weil in ihnen eine stoß- und wirbelfreie Führung des Wassers durch den Auslauf bis zum Steigrohr nicht erzielbar ist. Einen besseren Wirkungsgrad besitzen Pumpen (Abb. 806) mit einem feststehenden Kranz von Leitschaufeln *l*, die das Wasser bereits mit ermäßigter Geschwindigkeit und in

einer bestimmten Bewegungsrichtung in den spiraligen oder kreisförmigen Auslauf *a* treten lassen. Es ist dies die jetzt übliche Bauart für die im Bergwerksbetriebe gebrauchten Kreiselpumpen.

Der von dem Schaufelrade erzeugte Druck wächst mit dem Quadrate der Umfangsgeschwindigkeit. Die Druckhöhe beträgt bei den meist üblichen Umfangsgeschwindigkeiten des Rades von 35–50 m etwa 70–140 m.

Handelt es sich um größere Druckhöhen, so schaltet man mehrerer Räder hintereinander. Der Übergang zu den mehrstufigen Pumpen erfolgte um die Jahrhundertwende. Im Ruhrbezirke wurde die erste zutage hebende derartige Hauptwasserhaltung im Jahre 1903 auf Zeche Victor in Rauxel aufgestellt; sie war von der Maschinenfabrik Gebr. Sulzer in Winterthur geliefert. Abb. 807 zeigt eine Pumpe, bei der 6 Räder (mit 1–6 bezeichnet)

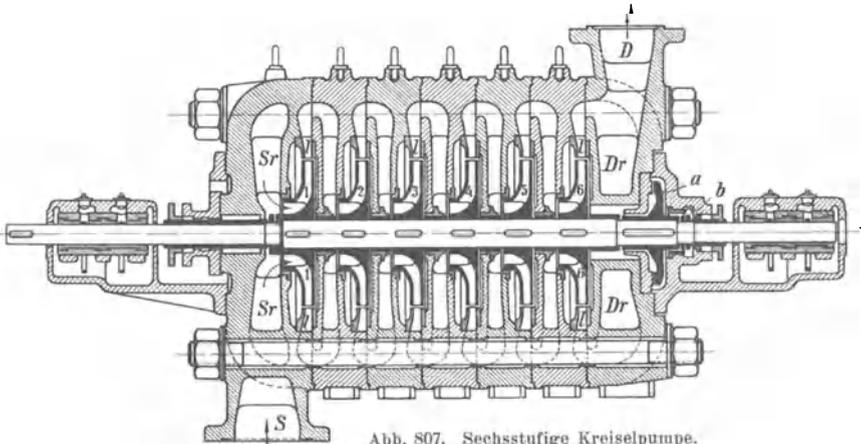


Abb. 807. Sechsstufige Kreiselpumpe.

hintereinander geschaltet sind. Das Rad 1 saugt das Wasser axial aus der Ringsaugleitung *Sr* an und gibt ihm eine gewisse Druck- und Geschwindigkeitsteigerung. Aus den dahinter angeordneten Leitschaufeln *l* fließt das Wasser mit wieder verminderter Geschwindigkeit, aber erhöhtem Drucke dem Laufrade 2 zu. In diesem wiederholt sich der Vorgang, so daß das Wasser bereits mit dem doppelten Drucke die Leitschaufeln des zweiten Rades verläßt. So durchströmt das Wasser die einzelnen Räder, um aus dem Rade 6 in den Druck-Ringraum *Dr* und aus diesem in die Steigleitung *D* überzutreten.

Je nach der gewählten Umfangsgeschwindigkeit und der Zahl der hintereinander geschalteten Räder kann man die Druckhöhe steigern.

Die Beanspruchung der Welle begrenzt die Zahl der in einem Gehäuse unterzubringenden Räder. Die Verwendung von 8–10 Rädern in einem Gehäuse macht heute keine Schwierigkeiten mehr. Sind noch mehr Räder erforderlich, so müssen sie in 2 Gehäusen untergebracht werden. „Eingehäusepumpen“ haben aber den Vorteil des niedrigeren Anschaffungspreises, des geringeren Platzbedarfs und der einfacheren Wartung<sup>1)</sup>.

<sup>1)</sup> Bergbau 1931, Nr. 17, S. 208 u. f.; W. Ostermann: Neuere Kreiselpumpen für Hauptwasserhaltungen unter Tage.

**34. — Besonderheiten der Kreiselpumpen.** Da Kreiselpumpen nicht trocken anzusaugen vermögen, müssen sie vor der Inbetriebsetzung gefüllt werden. Hierfür erhält die Saugleitung ein Fußventil. Das Füllwasser läßt man meist aus der unten durch einen Absperrschieber verschließbaren Steigleitung überströmen.

Wenn man die Wasserlieferung der Pumpe bei gleichbleibender Förderhöhe ändern will, so darf man nicht wie bei Kolbenpumpen die Umdrehungszahl der Maschine ändern. Denn alsdann würde ja sofort eine Änderung der Förderhöhe eintreten. Vielmehr kann man eine Änderung der Wasserlieferung nur durch Einbau eines Drosselschiebers oder eines Drosselventils in die Druckleitung erreichen. Freilich ändert sich dabei auch der Wirkungsgrad der Maschine etwas, da dieser nur für eine ganz bestimmte Wassermenge am günstigsten sein kann. Immerhin kann man bei Veränderungen des Wirkungsgrades um 10 % die Wasserlieferung um etwa je 20 % nach oben (durch Aufheben der Drosselung) und nach unten (durch Schließen der Drosselung) von der mittleren abweichen lassen.

Empfindlicher leidet der Wirkungsgrad der Pumpe, wenn Änderungen der Umlaufzahl eintreten, wie sie z. B. bei elektrischem Antriebe die Folge von Periodenschwankungen im Stromnetze sind. Größere Änderungen der Umlaufzahl dürfen überhaupt nicht vorkommen, weil sonst bei zu langsamem Gange das Wasser vielleicht bis nahe an die beabsichtigte Förderhöhe gehoben, aber nicht ausfließen würde (s. auch Ziff. 46).

Alle Turbopumpen leiden, falls das Kreisrad das Wasser nur von einer Seite her ansaugt, unter starkem Axialdruck. Man gleicht ihn heute meist dadurch aus, daß man auf der Achse eine Entlastungscheibe (*a* in Abb. 807) anordnet, die auf der einen Seite mit dem vollen Wasserdrucke entgegen dem Axialschube belastet, auf der anderen Seite aber (im Falle der Abb. 807) durch vorgesehene Spaltöffnungen und das Ablaufrohr *b* entlastet wird. Freilich tritt hierbei ein Verlust von hochgepreßtem Wasser ein.

Fremdkörper im Wasser, wie sie namentlich beim Schachtabteufen leicht in die Saugleitung gelangen, können die Wirkung der Turbinenpumpen sehr stark beeinträchtigen, da die Kanäle eng sind und bei der oftmaligen Wiederholung der engen Stellen sich die Körper leicht festsetzen. Es kommt deshalb auf zugängliche Bauart an, die ein Nachsehen und Reinigen ohne allzuviel Mühe gestattet. Sand und Schlamm schaden weniger. Dagegen bilden sich bei manchen Wassern an den inneren Teilen der Turbinenpumpen leicht Ansätze, die den Querschnitt verengen und den Wirkungsgrad verringern. Schließlich leiden Kreiselpumpen mit gußeisernem Gehäuse und Bronzerädern leicht unter Anfressungen, die auf elektrochemische Wirkung zurückzuführen sind, wenn es sich um saure oder salzige, also gutleitende Wasser handelt. Am stärksten treten solche „Korrosionen“ an den Schaufelenden der Laufräder und an den Leitradspitzen auf.

**35. — Der Antrieb der Kreiselpumpen.** Der gegebene Antrieb für Kreiselpumpen sind die Elektromotoren, weil diese mit ihren hohen Drehgeschwindigkeiten ohne lästige Zwischenmittel unmittelbar mit ihnen gekuppelt werden können. Für große Wasserhaltungen pflegen bei dem üblichen Drehstrom mit 50 Perioden die Motoren 1500 Umdrehungen zu machen und 4 polig gebaut zu sein. Solche Motoren mit Leistungen von 200—1600 kW

sind jetzt genormt, so daß sie stets schnell und ohne Schwierigkeit erhältlich sind. Man unterscheidet tropfwassergeschützte, spritzwassergeschützte und geschlossene Motoren mit Rohranschluß. Die erstgenannten sind nur gegen fallendes Wasser geschützt, so daß wegen der offenen Bauart die Kühlluft leicht von allen Seiten herantreten kann. Bei den spritzwassergeschützten Motoren sind die Schleifringe mitummantelt, und die Öffnungen in den Gehäusen für den Luftein- und -austritt sind so angeordnet oder mit Schutzhauben versehen, daß selbst Spritzwasser nicht in sie eindringen kann. Auch sie entnehmen die Kühlluft aus dem Maschinenraum und entsenden sie wieder in diesen. Wo die Luft staubhaltig ist, kann sie vor Eintritt in den Maschinenraum gefiltert werden. Die geschlossenen Motoren mit Rohranschluß werden durch gefilterte Luft gekühlt, die durch angeschlossene Leitungen zu- und abgeführt wird. Die erforderlichen Luftmengen sind nicht unbedeutend; sie betragen für einen Motor von 200 kW etwa 65 m<sup>3</sup> und für einen solchen von 1600 kW etwa 300 m<sup>3</sup> minutlich. Die Luft erfährt im Motorgehäuse eine Erwärmung um 15—20° C.

Im Bergbau haben sich wegen ihrer Einfachheit am besten die spritzwassergeschützten Motoren bewährt. Man legt in der Regel die Maschinenkammern so an, daß sie unmittelbar vom einziehenden Strom bewettert werden. Die Filterung der Luft, sei es für den Maschinenraum insgesamt oder sei es allein für den geschlossenen Motor mit Rohranschluß, hat sich als lästig und unbequem erwiesen, so daß man meist darauf verzichtet.

Vereinzelt findet sich bei Kreiselpumpen auch der Dampfturbinenantrieb<sup>1)</sup>. Er ist angebracht, falls die Dampfkosten der Zeche im Verhältnis zu den Kosten des elektrischen Stroms niedrig sind und keinerlei Bedenken bestehen, den Dampf in die Grube zu führen. Die gegenüber dem genormten Elektromotor höhere Umdrehungszahl der Dampfturbine (in der Regel minutlich rd. 2700) hat den Vorteil, daß man dem Kreisellade höhere Umfangsgeschwindigkeiten geben und damit die Druckhöhe je Stufe steigern kann. Dieser Umstand führt zu einem sehr geringen Platzbedarf für die Maschinenkammer. Auf Zeche Carl Funke wird eine Förderhöhe von 303,7 m mit einer nur dreistufigen Pumpe und auf Zeche Dahlhauser Tiefbau sogar eine Förderhöhe von 504 m mit einer ebenfalls nur dreistufigen Pumpe überwunden.

**36. — Die Anordnung mehrerer Kreiselpumpen in einer Pumpenkammer<sup>2)</sup>.** Für die Anordnung von nur 2 Kreiselpumpen mit ihren Motoren in einer Pumpenkammer bestehen bereits 4 Möglichkeiten. Die Maschinensätze können nebeneinander (Abb. 808) oder in einer Achse hintereinander angeordnet werden. In letzterem Falle können die Pumpensätze in völlig gleicher Ausführung hintereinander (Abb. 809) oder in Spiegelbildausführung mit einander zugekehrten Pumpen (Abb. 810) oder ebenso mit einander zugekehrten Motoren (Abb. 811) aufgestellt sein. Für mehr als zwei Pumpen pflegt man die Pumpenkammern zu verlängern, wobei im einzelnen sich noch eine größere Zahl von Möglichkeiten ergibt.

<sup>1)</sup> Glückauf 1923, Nr. 50, S. 1113/14; M. Schimpf: Untersuchung einer Zentrifugalpumpe mit Dampfturbinenantrieb; — ferner Bergbau 1931, Nr. 21, S. 251 u. f.; W. Ostermann: Die Antriebe der Kreiselpumpen bei untertägigen Hauptwasserhaltungen.

<sup>2)</sup> Bergbau 1931, Nr. 33, S. 385 u. f.; W. Ostermann: Die Aufstellung von 2 Turbopumpen in Pumpenkammern unter Tage.

Für festes, druckfreies Gebirge wählt man gern die Anordnung nach Abb. 808, die für stärkere Pumpen (bis zu etwa 1600 kW) eine Breite der Pumpenkammer von 6 m verlangt. Die Aufstellung ist gut übersichtlich und gestattet eine leichte Wartung, namentlich wenn man, um mit einem einzigen Saugbrunnen auszukommen, die Pumpen in Spiegelbildausführung herstellt. Freilich wird man den Saugbrunnen der bequemen Reinigung wegen zweckmäßig unterteilen. Für druckhaftes Gebirge zieht man die Aufstellung der Maschinensätze hintereinander vor, bei der man sich für die angegebenen Pumpenstärken mit einer Breite des Maschinenraumes von nur 4 m begnügen kann. Die völlig gleiche Ausführung der beiden Sätze nach Abb. 809 gestattet bei 2 Saugschächten die Auswechselbarkeit aller Maschinenteile. Die Spiegelbildausführung nach Abb. 810 läßt eine etwas kürzere Maschinenkammer zu, weil beide

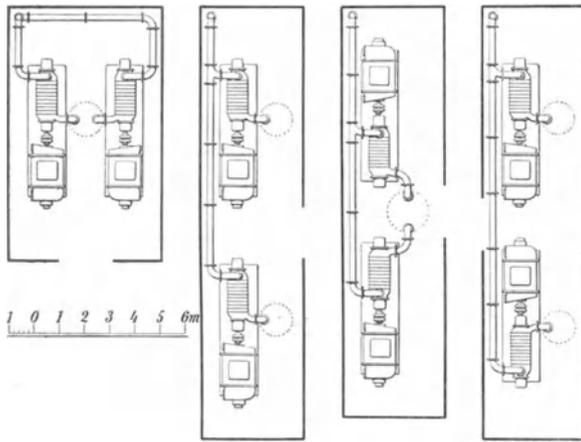


Abb. 808.

Abb. 809.

Abb. 810.

Abb. 811.

Anordnungen von 2 Kreiselpumpen mit Motoren in der Pumpenkammer.

Pumpen vom gemeinsamen Mittelraum aus ein- und ausgebaut werden können. Auch ist hier nur ein Saugschacht notwendig. Die Anordnung nach Abb. 811 schließlich bietet Vorteile, wenn zur Kühlung der Motoren gefilterte Luft verwandt wird und die Luttenleitung von der Filteranlage zu den Motoren tunlichst kurz sein soll.

In der Pumpenkammer ist ferner auf die Unterbringung der Schaltanlagen,

die einen Raumbedarf von etwa 4 m Länge und 1,5 m Breite haben, Rücksicht zu nehmen. Wo des Druckes wegen eine Verbreiterung der Maschinenkammer unzulässig ist, werden die Schaltanlagen in der Verlängerung der Kammer oder auch in besonderen, abseits hergestellten Räumen aufgestellt. Wegen der vielen verschiedenen Möglichkeiten sind die Schaltanlagen in den Abbildungen 808—811 nicht eingezeichnet.

**37. — Vergleich mit der Kolbenpumpe.** Der Nachteil der Kreiselpumpen ist, daß ihr Wirkungsgrad demjenigen guter Kolbenpumpen nachsteht, so daß die Betriebskosten höher werden. Während der Wirkungsgrad einer guten Kolbenpumpe 84—90%, bezogen auf die ihr zugeführte Energie, erreicht, ist derjenige einer Kreiselpumpe auf nur 65—70% zu schätzen. Andererseits sind die Anlagekosten für eine Kolbenpumpe wesentlich — etwa 50—100% — höher als diejenigen für eine Kreiselpumpe. Die zu treffende Wahl hängt somit zunächst von dem jeweils üblichen Zinsfuß ab. Je höher dieser ist, um so eher werden die bei dem Anlagekapital einer Kreiselpumpe ersparten Zinsen die höheren Betriebskosten

aufwiegen. Je niedriger der Zinsfuß ist, um so stärker wird die Kolbenpumpe in den Wettbewerb treten können. Im übrigen hat die Kreiselpumpe noch den Vorzug, daß die laufenden Instandhaltungskosten geringer sind und insbesondere der Ölverbrauch sparsamer ist. Für große, mehr als 800 m betragende Teufen läßt, wie auf S. 707 gesagt, die Betriebssicherheit der Kolbenpumpen entschieden nach. Hier ist die Kreiselpumpe unbedingt im Vorteil. Unter den Verhältnissen der Nachkriegszeit haben die Kolbenpumpen für Hauptwasserhaltungen bisher dauernd an Boden verloren; sie werden zur Zeit kaum noch gebaut.

Hieraus erklärt sich, daß im Ruhrbezirke im Jahre 1930 als Hauptwasserhaltungen nur noch 107 Kolben- gegenüber 522 Kreiselpumpen vorhanden waren. Anders lag das Zahlenverhältnis bei den kleineren, nicht zutage hebenden Sonderwasserhaltungen, den sog. Zubringepumpen (s. Ziff. 18). Hier spricht zugunsten der Kolbenpumpen, daß sie für verschieden starke Zuflüsse durch Änderung der Spielzahl leicht einstellbar sind, dabei einer sehr geringen Wartung bedürfen und auch bei Leerung des Sumpfes und Abreißen der angesaugten Wassersäule nicht durchgehen. Von den im Ruhrbezirke im Jahre 1930 vorhandenen rd. 3000 Zubringepumpen waren etwa 75% Kolbenpumpen, während sich die restlichen 25% auf Kiesel-, Strahl- und Mammutpumpen (s. diese) verteilen.

**38. — Anwendbarkeit für das Schachtabteufen.**  
Für das Schachtabteufen haben die Kreiselpumpen eine Reihe besonderer Vorteile: Sie lassen sich mit senkrechter Achse einbauen, so daß sie den Querschnitt des Schachtes nur in geringem Maße in Anspruch nehmen (s. Abb. 812). Sie bedürfen einer festen Verlagerung nicht, sondern können an Seilen aufgehängt und leicht gehoben oder gesenkt werden. Man kann mit ihnen größere Wassermengen aus beträchtlicher Teufe heben, worüber Näheres in Ziff. 46 folgt. Da die Wassersäule in einer ununterbrochenen Aufwärtsbewegung befindlich ist, sind verhältnismäßig große Saughöhen zulässig. Man ist damit bis zu 8 m Höhe gegangen. Die Pumpen sind unempfindlich gegen schmutziges, schlammiges Wasser und lassen sich leicht auch unempfindlich gegen salzhaltiges oder saures Wasser herstellen. Der Wirkungsgrad ist für Abteufpumpen verhältnismäßig gut, da die anderen für Schachtabteufen in Frage kommenden Pumpenarten (abgesehen von fest verlagerten Druckpumpen) noch schlechtere Wirkungsgrade besitzen.

### C. Sonstige Wasserhebevorrichtungen.

#### 39. — Wasserhebung mittels der Fördermaschine.

Die einfachste Wasserhaltung, die die geringsten Anforderungen hinsichtlich

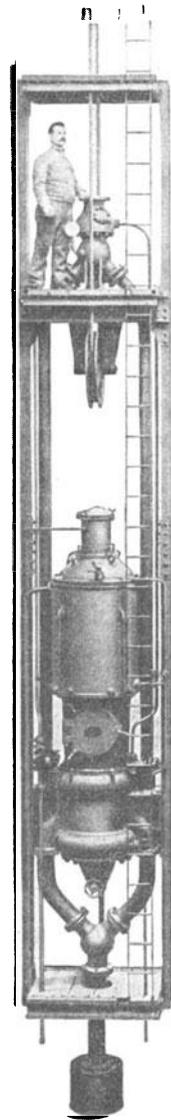


Abb. 812. Vierstufige Kreiselpumpe für Abteufzwecke in der Ausführung der Firma Gebr. Sulzer zu Winterthur. (Leistung 3 m<sup>3</sup> minutlich auf 200 m Druckhöhe.)

der Beschaffung besonderer Einrichtungen stellt, ist diejenige in Kübeln, Kasten oder Wasserwagen mittels der Fördermaschine.

Handelt es sich um Schachtabteufen (s. Ziff. 45 u. f.) so wird man geringe Zuflüsse zunächst stets mit dem Kübel zu heben versuchen. Man rechnet, daß man mit dem Bergkübel minutliche Zuflüsse von 50 l noch gut bewältigen kann. Bei stärkeren Zugängen baut man wohl eine zweite Kübelförderung ein. Hierfür können auch die Einrichtungen, die für die Baustoffförderung beim gleichzeitigen Ausmauern und Abteufen des Schachtes bestimmt waren, benutzt werden, wobei man dann aber auf die Möglichkeit des gleichzeitigen Ausmauerns verzichten muß. Vermittelst einer solchen, lediglich der Wasserhaltung dienenden Kübelförderung kann man etwa 400 l minutlich aus 200–300 m Teufe fördern. Die Entleerung der Kübel erfolgt an der Hängebank durch Kippen in untergeschobene, fahrbare Gerinne.

Wenn es sich um bereits in Betrieb befindliche Gruben handelt, so wendet man statt der Kübel Wasserkasten und Wasserwagen an. Wasserkasten können an dem Boden der Förderkörbe aufgehängt werden. Bei ersoffenen Gruben (s. Ziff. 49) werden auch größere Kasten mit Führungsschuhen für die Schachtleitungen unmittelbar an das Seil an Stelle der Förderkörbe angeschlagen. Durch selbsttätige Bodenventile, die sich beim Eintauchen der Kasten in das Wasser öffnen, geht die Füllung leicht vor sich. Wasserwagen pflegt man anzuwenden, wenn in einiger Entfernung vom Füllorte des Schachtes Abhauen oder Gesenke gesümpft werden sollen. Die durch Schöpfarbeit oder Handpumpen gefüllten Wasserwagen werden sodann zum Schachte gefahren und mit dem Förderkorbe zutage gehoben. Die Entleerung der Kasten und Wasserwagen erfolgt über Bodenventile in untergeschobene Gerinne.

Die Wasserhaltung mittels der Fördermaschine arbeitet in jedem Falle teuer. Sie wird deshalb, abgesehen vom Schachtabteufen, nur dann am Platze sein, wenn es sich um sehr geringe oder vorübergehende Wasserzuflüsse handelt, so daß die Beschaffung besonderer Pumpen nicht verlohnt.

Für ersoffene Schächte hat die Wasserhebung mittels Kasten freilich noch die besondere Annehmlichkeit, daß man dem sinkenden Wasserspiegel ebenso wie dem etwa ansteigenden einfach durch Umstecken der Fördertrommel folgen kann. In solchen Fällen hat man deshalb die Kastenförderung häufiger angewandt.

40. — Die Tomsonsche Wasserziehvorrichtung ist eine für das Abteufen eingerichtete Kübelförderung, bei der die als hohe, zylindrische Blechgefäße ausgestalteten Kübel aus einem künstlichen Sumpfe heben, der im Schachte aufgehängt und durch Zubringepumpen gefüllt gehalten wird. Das Verfahren hat den Vorteil, daß alle erforderlichen Einrichtungen an Seilen aufgehängt im Schachte untergebracht werden können und daß das Heben und Senken entsprechend dem Wechsel des Wasserspiegels oder dem Vorrücken des Abteufens keine Schwierigkeiten macht.

Die Einzelheiten sollen an der Hand der schematischen Abb. 813, die die Großmannsche Ausführung darstellt, besprochen werden. Die Einrichtungen im Schachte bestehen aus den beiden Wasserförderkübeln *T*, den Behältern *V*, den Pumpen *P* mit den Antriebsmaschinen *C*, den erforder-

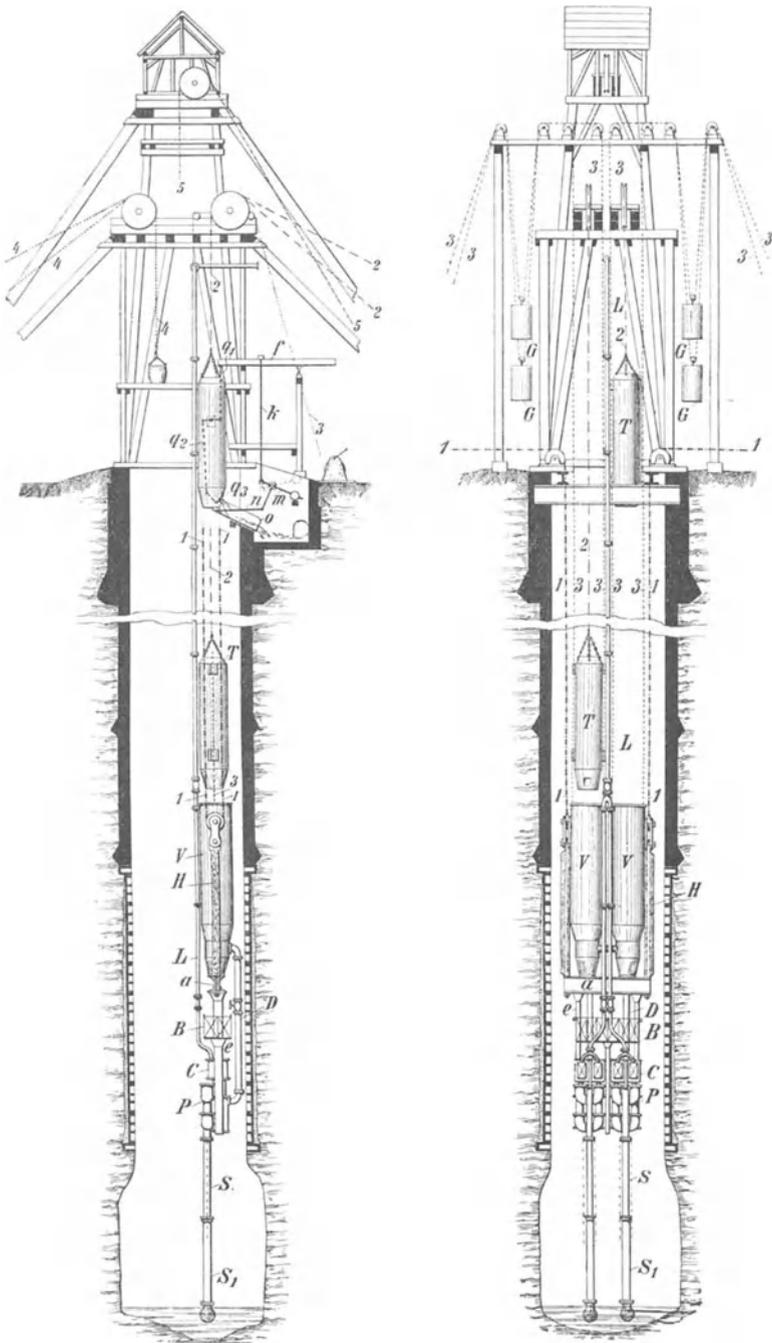


Abb. 813. Tomson'sche Wasserziehvorrichtung von H. und G. Großmann zu Dortmund.  
Heise-Herbst, Bergbaukunde II, 5. Aufl.

lichen Führung- und Trageseilen 1—3, den Leitungen  $L$  und  $D$ , Trägern und sonstigen Verbindungssteilen. Über Tage befinden sich das Fördergerüst mit den Seilscheiben und Seilrollen, den Spannvorrichtungen  $G$  und der Kübel-Entleerungsvorrichtung  $f$ ,  $k$ ,  $m$ ,  $n$ ,  $o$ , ferner die Wasserfördermaschine, die großen Dampfkabel für die Trageseile und die kleinen Handkabel für die Führungsseile.

Die Kübel  $T$  haben für die größeren Einrichtungen bis zu 8,7 m Höhe und 1,4 m Durchmesser und fassen bis zu 12 m<sup>3</sup>. Das selbsttätige Füllen beim Eintauchen geschieht durch Ventilkappen, die unten angebracht sind und das Wasser nach innen durchströmen lassen, während sie beim Hochziehen der Kübel durch den Wasserdruck geschlossen werden. Die Entleerung der Kübel erfolgt ebenfalls selbsttätig durch eine in ihnen angebrachte Hebelverbindung  $q_1—q_3$ , die mit dem oben herausragenden Druckstück  $q_1$  gegen den Hebelbalken  $f$  stößt. Hierdurch öffnet sich die Ventilkappe, und gleichzeitig wird die Wasserabflußlutte  $o$  selbsttätig untergeschoben. Jeder Förderkübel wird durch 2 Führungsseile 3 3 geführt, um die vier an den Kübeln angebrachte Führungsklauen greifen. Die Führungsseile sind unten in den Behältern  $V$  befestigt, damit die Kübel, sicher geführt und ohne zu kippen, in die Behälter eintauchen. Oben sind die Führungsseile über Rollen gelegt und werden durch die Spannvorrichtungen  $G$  dauernd und gleichmäßig gespannt erhalten. Die Seilenden sind über Tage auf Handkabel gewickelt, die an geeigneten Punkten in der Nähe des Schachtes aufgestellt sind.

Die Behälter und Pumpen sind zu einem Ganzen miteinander verbunden. Die Behälter stehen mit ihrem Boden auf dem schweren Träger  $a$ , an dem nach unten hin die Pumpen aufgehängt sind. An den Enden des Trägers sind die Stangen  $H$  befestigt, die durch Rollen mit den Trageseilen 1 1 in Verbindung gebracht sind. Die Trageseile sind über Tage in mehrfacher Umschlingung über die Rollen eines mit Dampf oder mit Hand zu betätigenden Kabels gewickelt und werden über die an der Rasenhängebank verlagerten Rollen hinab in den Schacht über die Rollen der Tragestangen  $H$  und wieder hinauf zur Rasenhängebank geführt, woselbst die Enden der Seile an I-Trägern eingebunden werden. Das Gewicht der Behälter nebst Pumpen verteilt sich also auf 4 Seilstränge. Die Behälter  $V$  haben einen Durchmesser bis zu 1,75 m, eine Höhe bis zu 10,4 m und fassen bis zu 20 m<sup>3</sup> Wasser. Um den Wasserspiegel in beiden Behältern stets gleich hoch zu halten, sind diese am unteren Ende durch einen Stutzen verbunden.

Als Zubringepumpen pflegt man Duplexpumpen, die mit Preßluft angetrieben werden, zu bevorzugen. Jede der beiden Pumpen wird zweckmäßig so stark bemessen, daß die andere dauernd als Ersatz bei Betriebsstörungen der ersten zur Verfügung steht. Für die größeren Wasserziehvorrichtungen ist jede Pumpe auf 7—8 m<sup>3</sup> minutlich berechnet. Die Pumpe saugt das Wasser mittels eines durch Ausziehen zu verlängern den Saugrohres  $S$   $S_1$  von der Schachtsohle und drückt es in die Behälter. Das Zuleitungsrohr  $L$  für die Preßluft ist in der Regel an besonderen Trageseilen aufgehängt und durch ein Stopfbüchsenrohr mit dem Anschlußrohr verbunden.

Die Anschaffungskosten einer Tomsonschen Wasserziehvorrichtung betragen früher etwa 750000  $\mathcal{M}$ <sup>1)</sup>. Die Betriebskosten je m<sup>3</sup> aus einem 400 bis 600 m tiefen Schachte wurden auf 14–20  $\mathcal{A}$  geschätzt<sup>2)</sup>.

Die Leistungen, die man mit solchen Wasserzieheinrichtungen erzielen kann, sind recht beträchtlich. Wenn man die Fördergeschwindigkeit auf 7–8 m in der Sekunde steigert, so können bis zu 4–6 m<sup>3</sup> minutlich aus einer Teufe von 600 m gehoben werden. Schon 4 m<sup>3</sup> würden einer Leistung von  $533\frac{1}{3}$  PS entsprechen, die sich bei der Möglichkeit, zwei Wasserzieheinrichtungen in einem 6 m-Schachte anzuordnen, sogar noch verdoppeln läßt.

Sehr lästig ist freilich der ohrenbetäubende Lärm, den der Betrieb der Einrichtung, insbesondere der Duplexpumpen, im Schachte verursacht.

**41. — Strahlpumpen.** Strahlpumpen werden mit Druckwasser, Dampf oder auch Preßluft betrieben. Ihre Wirkung beruht darauf, daß der Strahl des aus einer Düse mit großer Geschwindigkeit ausströmenden Betriebsmittels das Wasser einerseits ansaugt und andererseits im Steigrohr hochdrückt. Es handelt sich also um eine unmittelbare Einwirkung des Treibmittels auf das Wasser, wie sie, allerdings auf einem anderen Grundgedanken beruhend, auch bei den Mammutpumpen und Pulsometern vorhanden ist.

Die Abb. 814 zeigt eine Wasserstrahlpumpe, wie sie die Firma Gebr. Körting zu Körtingdorf bei Hannover liefert, im Schnitt. Durch das Rohr *a* wird das Druckwasser zugeleitet. Es strömt aus der mittels des Kegels *b* mehr oder weniger verschließbaren Düse *c* aus, saugt das zu hebende Wasser bis in die Saugkammer *K* und befördert es von hier durch die Steigleitung *d* nach oben. Solche Pumpen werden für 100–1000 l minutlich bei Förderhöhen, die bis zu 80, ja 120 m ansteigen, zu Preisen von 400 bis 1300  $\mathcal{M}$  geliefert. Man wendet sie gern beim Weiterabteufen von Schächten an, falls die Zuflüsse sich in mäßigen Grenzen halten und in der Steigleitung der ständigen Wasserhaltung Betriebswasser von genügend hohem Drucke zur Verfügung steht.

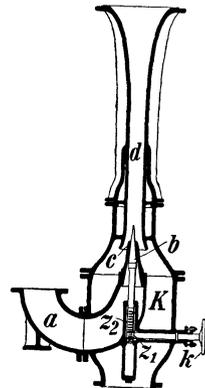


Abb. 814. Strahlpumpe im Schnitt.

Auch von Dampfstrahlpumpen, deren Einrichtung im wesentlichen der Abb. 814 entspricht, macht man gelegentlich im Bergbau Gebrauch. Bei 5–6 at Dampfspannung sind Druckhöhen von 20–30 m erzielbar. Die Anschaffungskosten für solche Pumpen sind sehr gering und betragen nur etwa 100–200  $\mathcal{M}$ .

Alle Strahlpumpen besitzen nur einen niedrigen Wirkungsgrad, der auf 10–20% eingeschätzt werden kann. Deshalb wendet man sie auch nur für geringe Leistungen an. Am günstigsten arbeiten noch die Wasserstrahl-

<sup>1)</sup> Kali 1917, Nr. 7, S. 100 u. f.; Landgraber: Erfahrungen über neuzeitlichen Schachtabteufbetrieb usw.

<sup>2)</sup> Die jetzigen Anschaffungs- und Betriebskosten werden um etwa 50% zu erhöhen sein.

pumpen, falls billiges Druckwasser zur Verfügung steht; am teuersten stellt sich, wie auch sonst, die Preßluft.

42. — **Mammutpumpen<sup>1)</sup>** (Druckluft-Wasserheber, kolbenlose Pumpen) sind bereits mehrfach in diesem Bande, z. B. auf S. 236/37, Ziff. 53, und S. 259, Ziff. 80, erwähnt worden. Ihre eigenartige Wirkung beruht darauf, daß in eine von zwei einander das Gleichgewicht haltenden Wassersäulen Preßluft gedrückt wird, die im Wasser in Blasen aufsteigt, hierdurch das spezifische Gewicht dieser Wassersäule vermindert und ihr einen Auftrieb gegenüber der schwereren Wassersäule erteilt. Die Bauart geht aus den schematischen Abbildungen 815—817 hervor. Nach Abb. 815 ist das Steigrohr *a* von einem nur wenig weiteren Rohre *b* umgeben, dessen Kopfstück *c* nach oben hin luftdicht an das Rohr *a* anschließt. Die Preßluft wird durch das Röhrchen *d* eingepreßt und durch das Rohr *b* bis

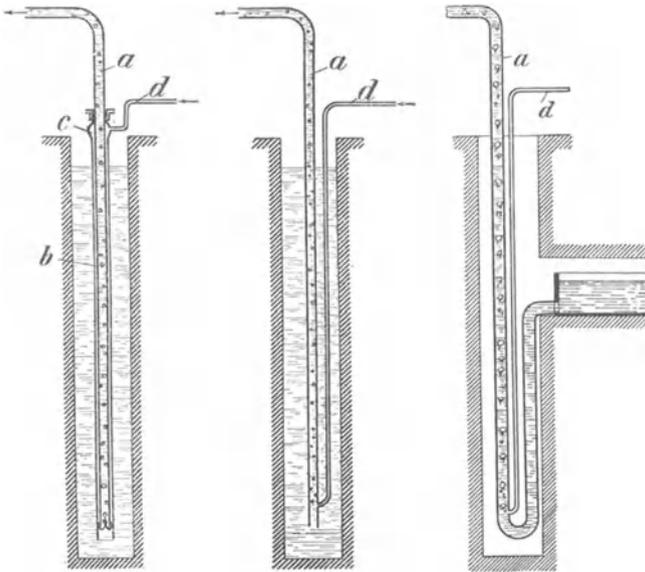


Abb. 815.

Abb. 816.

Abb. 817.

Mammutpumpen in verschiedenen Ausführungen.

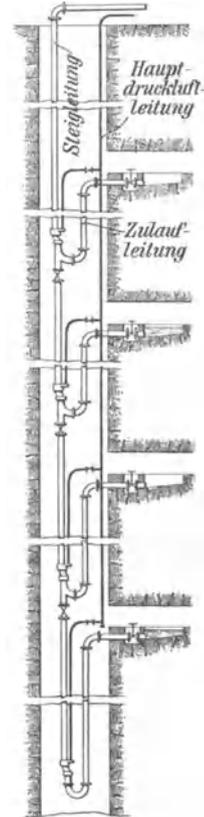


Abb. 818. Wasserhebung mittels Mammutpumpe von verschiedenen Sohlen.

an das untere Ende des Steigrohres *a* geführt. Hier tritt sie in dieses über und steigt in und mit dem Wasser hoch. Nach Abb. 816 wird die Preßluft durch eine besondere, enge Rohrleitung *d* bis an das untere Ende der Steigleitung *a* geführt, wo sie in diese übertritt. Abb. 817 schließlich zeigt eine Aus-

<sup>1)</sup> Zeitschr. d. V. d. L. 1909, Nr. 14, S. 545 u. f.; H. Lorenz: Die Arbeitsweise und Berechnung der Druckluft-Flüssigkeitsheber; — ferner Zeitschr. d. Oberschl. Berg- u. Hüttenm. Ver. 1926, 1. Heft, S. 13 u. f.; Fr. Dabrowski: Druckluft-Wasserheber.

führung, bei der die beiden Flüssigkeitsäulen ein unter dem Spiegel des Zuflusses liegendes U-Rohr erfüllen, so daß ein eigentliches Eintauchen nicht stattfindet. Im übrigen ist die Wirkung die gleiche. Die letztere Ausführung wird gern für die Wasserhebung aus Schächten von verschiedenen Sohlen angewandt, wie die Abb. 818 veranschaulicht.

Der Druck der zugeführten Preßluft braucht nicht der vollen Steighöhe des Wassers, sondern nur der Tauchtiefe zu entsprechen, da ja zur Einleitung der Wasserhebung ein höherer Druck als der dieser Tiefe entsprechende beim Eintritt der Preßluft in das Wasser nicht zu überwinden ist.

Wie man leicht einsieht, tritt bei Mammutpumpen ein eigentliches Ansaugen des Wassers nicht ein; dieses muß vielmehr unter Druck dem Steigrohr zufließen. Die Eintauchtiefe beträgt zweckmäßig  $\frac{1}{2}$ — $\frac{1}{3}$  der Steighöhe, kann aber auch auf  $\frac{1}{8}$  und noch darunter sinken. Zugleich sinkt freilich auch der Wirkungsgrad, der überhaupt in jedem Falle gering bleibt und zwischen etwa 20 und 30 % liegt.

Auf der anderen Seite haben Mammutpumpen den Vorteil, daß für sie ohne weiteres Röhrengestänge, die aus anderen Gründen, z. B. zum Tragen eines Schachtbohrers, erforderlich sind, als Steigleitung benutzt werden können, daß ihre Betriebsicherheit groß und ihre Ausbesserungsbedürftigkeit gering ist und daß sie ferner zum Heben von schlammigen und sandigen Wassern vorzüglich geeignet sind. Aus diesem Grunde benutzt man sie mit Vorliebe und ausgezeichnetem Erfolge beim Schachtabböhen im toten Wasser, wo die nötige Eintauchtiefe ohne weiteres gegeben ist und es darauf ankommt, aus dem Tiefsten eines mit Wasser gefüllten Schachtes den Bohrschlamm herauf zu fördern.

Aber auch beim Schachtabteufen mit Arbeit auf der Sohle lassen sich Mammutpumpen verwenden, wenn, wie dies Abb. 819 für einen bestimmten Fall<sup>1)</sup> veranschaulicht, ein genügend tiefes Bohrloch benutzt werden kann. Um den Schacht unter den gegebenen Verhältnissen von 100—175 m Tiefe im wasserführenden Gebirge niederzubringen, wurde ein Bohrloch bis 250 m Teufe hergestellt und mit schmiedeeisernen, gelochten Rohren von 525 mm lichter Weite verkleidet. Eine Mammutpumpe förderte sodann aus dem Bohrlochtiefsten nicht allein das zusitzende Wasser, sondern auch das mit Hacke und Spaten gelöste Gebirge, das man in das Bohrloch warf, zutage.

Ähnlich verfuhr man beim Abteufen der am Niederrhein belegenen Schächte Walsum 1 und 2, als sich im Steinkohlengebirge Wasser einstellten, die bis zu 2,3 m<sup>3</sup>/min anstiegen. Zunächst wurde ein Bohrloch von 300—400 mm Durchmesser und 100 m Teufe hergestellt, das mit Sand bis auf 30 m unter der Abteufsohle angefüllt wurde. Die eingehängte Mammutpumpe hob bei einer Eintauchtiefe von 30 m die Wasser auf eine Höhe von 60 m einer ortsfest aufgestellten Pumpe zu. Entsprechend dem Abteuffortschritt wurde die Mammutpumpe zwecks Beibehaltung ihrer Eintauchtiefe gesenkt, wobei der Füllsand ohne weiteres durch die Saugwirkung der Pumpe entfernt wurde. Um Verletzungen der Mammutpumpe bei der Schießarbeit zu ver-

<sup>1)</sup> Glückauf 1921, Nr. 47, S. 1137 u. f.; Th. Steen: Erfahrungen mit Mammutpumpen im Bergwerksbetriebe.

meiden, wurde in die Bohrlochmündung ein Schutzrohr von 40 mm Wandstärke eingehängt, das 3,5 m tief in das Bohrloch reichte und noch 1,5 m über die Schachtsohle hinaus ragte. Im oberen Drittel war die Wandung zwecks Erleichterung des Abflusses der Wasser in das Bohrloch gelocht. Das Verfahren bewährte sich in jeder Hinsicht und stellte sich bei stark gesteigerter Abteufleistung insgesamt erheblich billiger als die Verwendung der vorher benutzten Duplex-Abteufpumpen.

In größerem Umfange hat man von Mammutpumpen bei der Wältigung der Wasser auf der Zeche Walthrop bei Walthrop Gebrauch gemacht.

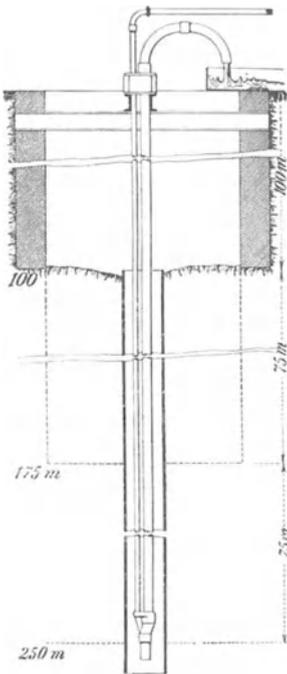


Abb. 819. Schachtabteufen unter Benutzung einer Mammutpumpe.

Hier wurden im Schachte 5 Mammutpumpen nebeneinander angeordnet, die bei 45–50 m Eintauchtiefe je  $3\frac{1}{2}$  m<sup>3</sup>/min 175 m hoch zu heben imstande waren. Der Kompressor mußte allerdings für jede Pumpe stündlich etwa 6500 m<sup>3</sup> Luft ansaugen und auf 6 at Überdruck pressen, so daß die dem Kompressor zugeführte Arbeit von etwa 600 PS in einer Pumpenleistung von nur rund 120 PS zum Ausdruck kam. Zeitweise stieg die Hubhöhe auf 200 m bei einer Eintauchtiefe von nur 26,7 m, wobei aber der Wirkungsgrad noch weiter stark sank. Abgesehen von dem geringen Wirkungsgrade bewährten sich die Pumpen ausgezeichnet, da sie außerordentlich einfach, betriebsicher und im Verhältnis zu dem zur Verfügung stehenden Raum leistungsfähig waren.

**43. — Pulsometer.** Ein Pulsometer besteht, wie die schematische Abb. 820 zeigt, aus zwei birnenförmigen Kammern  $k_1$  und  $k_2$ , deren verjüngte Hälse oben zusammenlaufen und sich im Dampfzuleitungsrohr  $a$  vereinigen. An dieser Stelle sitzt ein Kugel- oder Klappenventil  $v$ , das den Frischdampf in die eine oder andere Kammer leitet.

Soll der Pulsometer anfangen zu arbeiten, so müssen vorher beide Kammern mit Wasser gefüllt sein. Beim Zutritt des Dampfes wird nun dieser je nach der Stellung des Ventils unmittelbar auf die Wasseroberfläche in der einen oder anderen Kammer (nach der Abbildung der Kammer  $k_2$ ) drücken und das Wasser unter Öffnung des Druckventils  $d_2$  in die Steigleitung  $D$  befördern. Während dieser Zeit ist das Saugventil  $s_2$  dieser Kammer geschlossen. Sobald nun der Dampf die Kammer bis zur Höhe des Druckventils erfüllt und durch dieses zu treten beginnt, fällt Wasser unter Aufspritzen in die Kammer zurück, und es tritt eine sehr lebhaft Kondensation des Dampfes ein, die so schnell fortschreitet, daß sogar ein Unterdruck in der Kammer entsteht. Jetzt läßt auch das Röhren  $r_2$  Wasser ausspritzen, so daß die Kondensation des Dampfes vollständig und dadurch der Unterdruck entsprechend vergrößert wird. Das Kugelventil wird, da nunmehr in der Nachbarkammer ein höherer Druck herrscht, herübergeschleudert und schließt den weiteren

Dampfzutritt ab. Das Druckventil  $d_2$  hat sich bereits geschlossen, und infolgeder nun in der Kammer herrschenden Luftleere tritt eine Saugwirkung ein, die ein Öffnen des Saugventils  $s_2$  und ein Ansaugen von Wasser zur Folge hat. Mittlerweile wiederholt sich das Spiel in der Nachbarkammer und so fort.

Für den Fall, daß der Pulsometer „schnarchend“ arbeitet, indem er Luft und Wasser ansaugt, ist eine zweite innere Verbindung zwischen Druck- und Saugraum vorgesehen, die es ermöglicht, daß der Pulsometer sich aus der Steigleitung selbsttätig wieder mit Wasser füllt.

Die Abb. 821 zeigt einen Pulsometer der Firma Neuhaus & Co. zu Luckenwalde in der Ansicht.

Die Unterschiede bei den verschiedenen Pulsometern berühren das Wesen und die Wirkungsweise nicht und betreffen nur die Ventile, die Anordnung der Kammern, die Deckel, den zur Vermeidung von Wasserschlägen angebrachten Windkessel, die Einspritzkanäle usw. Ein Haupterfordernis bei allen Pulsometern ist die leichte Zugänglichkeit der Ventile, da diese öfter nachgesehen werden müssen. Die Pulsometer können auf Unterzügen fest verlagert, aber auch einfach an Seilen oder Ketten frei aufgehängt werden. Ihre Wirksamkeit hängt jedenfalls nicht von einer festen Verlagerung ab. Die Saughöhe eines Pulsometers steigt zwar im Höchstfalle bis 8 m, die günstigste Wirkung ist aber bei 2–3 m vorhanden. Bei Saughöhen über 3 m sinkt die Leistung schnell.

Da der Dampf unmittelbar auf die Wassersäule wirkt, hängt die erzielbare Druckhöhe von der Dampfspannung ab. Weil aber der Dampf an der Einströmung etwas gedrosselt wird und schon beim Drücken stark kondensiert und weil außerdem Reibungs- und Beschleunigungsarbeit zu leisten ist, wird die Wasserdruckhöhe nie der vollen Dampfspannung entsprechen, sondern stets etwa  $1\frac{1}{2}$ –3 atü darunter bleiben. Man rechnet gewöhnlich, daß für

10 m Wasserdruckhöhe	3 atü	Dampfspannung,
20 „ „	4 „	„
30 „ „	5 „	„
40 „ „	6–7 „	„
50 „ „	8 „	„

erforderlich sind. Ist die Druckhöhe größer, als sie nach der vorstehenden Aufstellung zulässig ist, so muß man 2 Pulsometer in den entsprechenden Entfer-

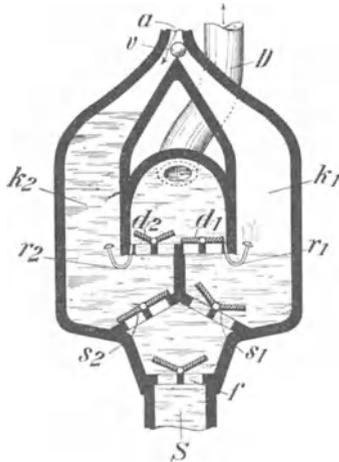


Abb. 820. Veranschaulichung der Wirkungsweise eines Pulsometers.



Abb. 821. Pulsometer, an Rollen aufgehängt.

nungen übereinander einbauen. Dabei ist jedoch zu berücksichtigen, daß der obere Pulsometer schlechter als der untere arbeiten wird, weil er bereits vorgewärmtes Wasser erhält und hierdurch die schnelle und plötzliche Kondensation des Dampfes, von der die ordnungsmäßige Tätigkeit abhängt, behindert wird. Aus diesem Grunde wendet man auch wohl Außenkühlung des oberen Pulsometers durch Rieselwasser an. Mehr als 2 Pulsometer übereinander anzuordnen, ist nicht ratsam.

Die Leistungen der in verschiedenen Größen gebauten Pulsometer schwanken bei 30 m Druckhöhe zwischen 60 l und 4 m<sup>3</sup> in der Minute. Die Anschaffungskosten ohne Steig- und Dampfleitung liegen zwischen 250 und 3500 *M.*

Pulsometer haben den Vorteil, daß sie schnell, in der Regel sofort, vom Lager geliefert, ohne weitere Vorkehrungen aufgestellt bzw. eingehängt und leicht gehoben und gesenkt werden können, daß sie ferner auch für schlammiges Wasser geeignet sind, keiner besonderen Kondensationseinrichtung bedürfen und dabei nur geringe Ansprüche an Reinigung und Wartung stellen. Bewegte Maschinenteile sind an ihnen außen überhaupt nicht vorhanden. Auch können sie sich unter Wasser frei pumpen. Dem steht gegenüber, daß sie sehr viel Dampf im Verhältnis zu ihrer Leistung gebrauchen. Man nimmt an, daß der Dampfverbrauch 30–50 kg für die PS-Stunde beträgt. Unangenehm ist beim Schachtabteufen die mit dem Gebrauche der Pulsometer verbundene Erwärmung des Schachtes, die sich einerseits aus dem hohen Dampfverbrauch an sich und andererseits aus dem Umstande ergibt, daß der Dampf vollständig im Pulsometer, also im Schachte, niedergeschlagen wird.

44. — Heber. Es kommt manchmal vor, daß man Abbaue, die unterhalb einer Fördersohle umgehen, auch Abhauen und Gesenke, falls noch eine

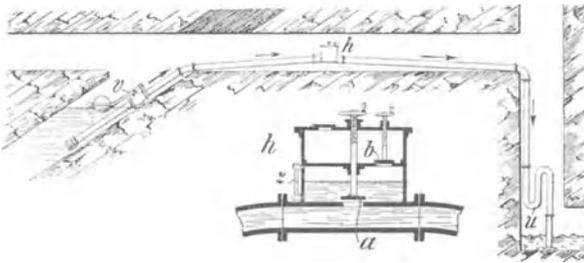


Abb. 822. Hebereinrichtung.

tiefere Sohle vorhanden ist, dadurch entwässern kann, daß man eine Hebervorrichtung einbaut, deren Ausflußöffnung unterhalb des zu senkenden Wasserspiegels liegen muß. Die zu überwindende Steighöhe des Was-

sers darf im Höchstfalle 10 m betragen. Beim Arbeiten mit solchen Hebern muß man, um ein Ansaugen von Luft zu vermeiden, zunächst für völlig dichte Leitungen Sorge tragen. Ferner muß man verhüten, daß Luft durch den Saugkorb oder auch durch den Ausguß aufsteigen kann. Zu diesem Zwecke sollen beide regelmäßig unter Wasser liegen. Damit der Heber den Saugkorb nicht bloßlegt, kann man nach Abb. 822 im Saugbehälter einen Schwimmer anbringen, der durch Hebelübertragung auf ein Einlaßventil *v* wirkt und dieses abstellt, sobald der Wasserspiegel unter ein bestimmtes Maß gesunken ist. Die Ausgußleitung kann man nach Abb. 822 (rechts unten bei *u*) U-förmig umbiegen, um ein Aufsteigen von Luftblasen, das natürlich nur bei langsamer Wasserförderung stattfinden kann, zu verhindern. Trotzdem kann am höchsten Punkte der Leitung sich allmählich aus dem Wasser Luft abscheiden,

die schließlich die Wassersäule zum Abreißen bringt. Zur Entlüftung des Scheitelpunktes der Leitung werden bisweilen dauernd arbeitende Luftpumpen, z. B. Strahlgeräte, vorgesehen. Wenn die Falleitung senkrecht an einen annähernd waagrecht zwischen Saug- und Falleitung verlegten Rohrstrang angeschlossen werden kann und die Fallgeschwindigkeit des Wassers nicht zu gering ist, kann man ein Fortsaugen der Luft durch das fallende Wasser selbst erreichen, so daß der Heber selbstentlüftend wirkt<sup>1)</sup>. Unter anderen Umständen ordnet man am höchsten Punkte eine Entlüftungshaube  $h$  (Abb. 822, s. auch Nebenzeichnung) an, die eine obere und untere Abteilung besitzt. Die untere Abteilung steht während des Betriebes über das geöffnete Ventil  $a$  hinweg mit der Heberleitung in Verbindung, so daß Luftblasen in sie eintreten können. Ein Wasserstandszeiger  $z$  gibt über den Stand des Wasserspiegels Aufschluß. Sinkt dieser unter ein bestimmtes Maß, so schließt man Ventil  $a$ , öffnet Ventil  $b$  und füllt die untere Abteilung der Haube wieder mit Wasser, wobei die angesammelte Luft nach oben entweicht. So kann leicht ein ununterbrochener Betrieb des Hebers sichergestellt werden.

Beobachtet man die vorstehend kurz erläuterten Vorsichtsmaßregeln nicht, so wird man mit Hebern keine guten Erfahrungen machen. Bei genügender Sorgfalt arbeiten sie bis zu Steighöhen von 7–8 m einwandfrei.

### III. Besondere Fälle der Wasserhaltung.

**45. — Die Wasserhaltung beim Schachtabteufen.** Die besonderen Bedingungen des Schachtabteufens erfordern insbesondere, daß die Wasserhebemaschinen wenig Platz einnehmen und den Querschnitt des Schachtes wenig verengen. Dementsprechend ist eine hohe Bauart zulässig, wenn nur die Grundfläche keine großen Abmessungen besitzt. Die Abteufpumpen müssen außerdem leicht tiefer gebracht und unter Umständen auch aufwärts bewegt werden können. Am besten ist es, wenn sie nicht fest verlagert zu werden brauchen und einen so ruhigen Gang haben, daß sie an Seilen aufgehängt werden können. Erwünscht ist ferner, daß sie das Wasser möglichst in einem Satze bis zutage heben, damit nicht eine mehrfache Anordnung von übereinander befindlichen Pumpen im Schachte notwendig wird. Dabei muß unter Umständen die Wasserhaltung sehr leistungsfähig sein und soll selbst bei schlammigem, unreinem, salzigem oder saurem Wasser betriebsicher bleiben. Schließlich ist auch eine Erwärmung des Schachtes möglichst zu vermeiden. Die größtmögliche Billigkeit im Betriebe ist wohl erwünscht, steht aber beim Schachtabteufen, das doch immer nur eine beschränkte Zeit dauert, nicht in erster Linie. Der Wirkungsgrad tritt also in den Hintergrund.

**46. — Anwendbarkeit der verschiedenen Wasserhebevorrichtungen.** Zuflüsse bis zu 50 l minutlich werden, wie schon in Ziff. 39 gesagt, am einfachsten durch Einschöpfen in die Bergkübel gewältigt und Zuflüsse von 300–400 l durch eine zweite Kübelförderung, wenn eine solche zur Verfügung steht, kurzgehalten. Andernfalls werden für derart geringe Zuflüsse gern Strahlpumpen angewandt, wofern Druckwasser vorhanden ist. Bei stärkeren Zuflüssen benutzt man in Teufen bis zu 50–60 m vielfach

<sup>1)</sup> Braunkohle 1929, Nr. 35, S. 769 u. f.; A. Vogt: Der selbstentlüftende Heber im Bergbau.

Pulsometer. Darüber hinaus pflegte man früher Gestängepumpen zu verwenden, und zwar Hubpumpen für Teufen bis zu 120 m und Druckpumpen für größere Teufen. Häufig traf man die Anordnung so, daß eine Druckpumpe im Schachte fest verlagert wurde, während ihr durch eine besondere, senkbare Hubpumpe das Wasser aus dem Schachttiefsten zugehoben wurde. In neuerer Zeit sind aber die Gestängepumpen immer mehr zunächst durch Duplex-, sodann durch Kreisel-Senkpumpen verdrängt worden. Das Anwendungsgebiet der ersteren reicht bis etwa 150 m Schachtteufe; ihre Leistung — bei nur einer Pumpe im Schachte — beträgt 3–6 m<sup>3</sup> minutlich. Es können in einem 5–6 m-Schachte zwei Pumpen nebeneinander untergebracht werden.

Die Kreiselpumpen werden bis 80 m Schachtteufe einstufig gebaut, darüber hinaus zwei- und mehrstufig. Die größten Abteufsenkumpen leisten 6 m<sup>3</sup> aus 380 m Teufe. Auch hier lassen sich die Leistungen durch Einbau zweier Pumpen verdoppeln.

Die Kreiselpumpen erreichen nach Ziff. 34 ihren günstigsten Wirkungsgrad nur dann, wenn ihre Umlaufzahl, die Förderhöhe und Fördermenge in einem bestimmten Verhältnis stehen. Gerade beim Schachtabteufen kann dieses Verhältnis naturgemäß nicht eingehalten werden. Bei zu geringer Förderhöhe und Fördermenge kann man sich durch Abdrosseln helfen, obwohl dies Verfahren unwirtschaftlich ist. Will man in solchem Falle an Kraft sparen, so setzt man statt eines oder mehrerer Laufräder Blindflanschen ein, so daß nur ein Teil der Laufräder wirksam bleibt. Freilich muß hierfür die Pumpe zutage gehoben und der Betrieb unterbrochen werden.

Übersteigt die Förderhöhe zeitweise den von der Pumpe erzeugten Druck, so kann man sich beim Vorhandensein eines Kompressors dadurch helfen, daß man in die Steigleitung Druckluft (nach Art einer Mammutpumpe) einströmen läßt. Die in Blasen aufsteigende Luft vermindert das Gewicht der Wassersäule beträchtlich, so daß die Förderhöhe entsprechend steigt. Selbstverständlich ist dies Verfahren teuer; immerhin kann es über manche beim Abteufen auftretenden Schwierigkeiten unter Vermeidung größerer Kosten hinweghelfen und deshalb angebracht sein.

Wenn man für längere Zeit mit Förderhöhen, die die Druckhöhen der Pumpen übersteigen, zu rechnen hat, so wird man besser derart vorgehen, daß man die Wasserhebung absatzweise einrichtet. Man baut bei etwa 300 m Teufe seitlich des Schachtes in geeignetem Gebirge eine feste Wasserhaltungsanlage ein, deren Sumpfe die im Schachte hängenden Senkumpen das Wasser zuheben. Auf diese Weise kann man auch bei Teufen von 300–600 m noch 6–12 m<sup>3</sup> minutlich heben, falls zwei genügend starke Senkumpen im Schachttiefsten hängen. Als Beispiel für das letztere Verfahren sei der Schacht Hattorf im Bergrevier Schmalkalden genannt<sup>1)</sup>, wo man bei 340 m Teufe seitlich eine Pumpenkammer für zwei feststehende Kreiselpumpen von je 7 m<sup>3</sup> Leistung in der Minute herrichtete. Dieser Pumpenanlage hoben zwei hängende, in Spurlatten geführte Kreiselpumpen, die bis 320 m Teufe je für sich gleichfalls 7 m<sup>3</sup> minutlich leisten konnten, das Wasser zu. Da den Motoren der feststehenden Anlage insgesamt 1500 PS und denen der hängenden Pumpen zusammen 1400 PS zugeführt werden konnten, war die

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1908, S. 150; Versuche und Verbesserungen.

Wasserhaltung des Schachtes mit 2900 PS ausgestattet. Die Zuflüsse stiegen freilich im Höchsfalle nur auf 3 m<sup>3</sup>, so daß immer nur je eine Pumpe in Betrieb zu sein brauchte.

**47. — Besondere Vorkehrungen an Abteufpumpen.**  
Die Notwendigkeit des Senkens der Abteufpumpen während des Betriebes macht über Tage besondere Vorkehrungen für den Anschluß des Kraftmittels und für den Wasserausfluß notwendig.

Bei den elektrisch angetriebenen Pumpen macht freilich die Kraftzuleitung keine Schwierigkeit, da das auf Rollen gewickelte Kabel leicht nachgelassen werden kann. Bei Dampf- und Preßluftpumpen aber muß man in die Zuleitung des Betriebsmittels ein Stopfbüchsenrohr einschalten, das sich auf eine gewisse Länge ausziehen läßt. Bei kleineren Pumpen verbindet man auch wohl statt dessen den waagerechten Teil des Kraftzuleitungsrohres über Tage mit dem im Schachte befindlichen senkrechten Teile durch einen längeren Schlauch. Um ein Auf- und Niederbewegen des Ausflußrohres möglich zu machen, läßt man die Steigleitung in einiger Höhe über einem Abflußgerinne ausgießen.

Damit man bei nur geringer Vertiefung des Schachtes nicht so oft die ganze Pumpe senken muß, wird man häufig vorziehen, allein mit dem Saugrohr dem Tieferwerden des Schachtes zu folgen. In solchem Falle wendet man sog. „Schläucherrohre“, die in einer das „Degenrohr“ umgebenden Stopfbüchse ausziehbar sind, an (Abb. 823). Auch benutzt man zu diesem Zweck als Saugleitung biegsame, mit Hanf umspinnene Gummischläuche, die innen durch eine Stahlspirale verstärkt werden. Das unterste Stück dieses Schlauches kann auf die Sohle gelegt werden, so daß eine gewisse Vertiefung des Schachtes möglich ist, ohne daß der Saugkorb die Schachtsohle verläßt. Dabei besteht noch die Annehmlichkeit, daß das Ende mit dem Saugkorbe ohne weiteres an den jeweilig tiefsten Punkt der Schachtsohle gebracht werden kann.

Da längere Schläuche aus Gummi mit Innenspirale teuer und wenig haltbar sind, begnügt man sich auch wohl mit kurzen, biegsamen Zwischenstücken, die zwischen die Pumpe und das starre, eiserne Saugrohr eingeschaltet werden und diesem eine gewisse seitliche Beweglichkeit gestatten.

Der Saugkorb ist beim Schacht-abteufen sorgfältig gegen den Eintritt von Verunreinigungen zu schützen. Abb. 824 zeigt einen Schutz gegen schwimmende Stoffe wie Holzspäne u. dgl. Die mit der Atmosphäre durch ein Rohr  $r$  in Verbindung stehende Haube  $h$  umschließt den Saugkorb. Sinkt der



Abb. 823.  
Ausziehbares  
Schläucherrohr.

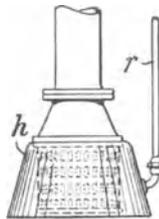


Abb. 824. Saugkorb  
mit oben geschlos-  
sener Haube.

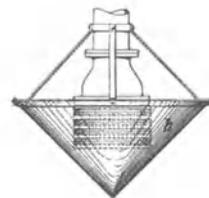


Abb. 825. Saugkorb mit  
oben offener Haube.

Wasserspiegel unter die Eintrittsstelle des Rohres  $r$ , so tritt Luft in die Haube, und das Pumpen hört auf. Abb. 825 zeigt einen Saugkorb mit einer gegen das Ansaugen von Gasen nach unten gerichteten Haube  $h^1$ ). Beide Vorkehrungen können auch miteinander vereinigt werden.

**48. — Abteufen unter Benutzung eines Bohrlochs.** Bisweilen kann man die beim Schachtabteufen zuziehenden Wasser durch Stoßen eines Bohrlochs bereits vorhandenen tieferen Grubenbauen zuführen. Die Abführung der Wasser durch das verrohrte Bohrloch macht insofern Schwierigkeiten, als die in das Rohr im jeweiligen Schachttiefsten geschlagenen Abflußlöcher nur schwer auf die Dauer offen zu halten und auch unter Umständen Verstopfungen des Rohres selbst zu befürchten sind.

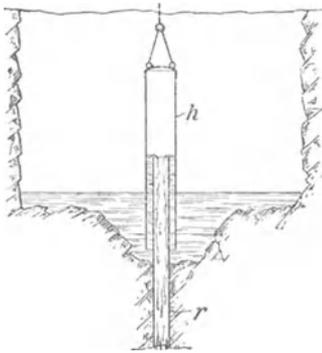


Abb. 826. Glockenheber.

Für solche Fälle hat sich ein Glockenheber (Abb. 826) gut bewährt<sup>2)</sup>. Das im Bohrloche niederstürzende Wasser übt eine starke Saugwirkung aus, die zur Folge hat, daß der Wasserspiegel innerhalb des Hebers ansteigt, bis das Wasser von oben in das Rohr fällt. Um den Heber in Tätigkeit zu setzen, braucht man im Schachttiefsten nur ein Loch in das Rohr zu schlagen, so daß Wasser in dieses zu fallen beginnt. Der Glockenheber kann so kräftig ausgeführt sein, daß er auch beim Schießen in seiner Stellung verbleibt und die obere Rohroffnung gegen das Hineinfliegen grober Stücke schützt.

**49. — Die Sumpfung ersoffener Gruben** hat insofern mit der Wasserhaltung beim Schachtabteufen Ähnlichkeit, als zunächst die Pumpen leicht senkbar im Schachte selbst untergebracht werden müssen. Die Schwierigkeiten der Sumpfung sind nicht groß, wenn die Wasserzugänge gering sind und die Grube nur durch das Fehlen genügender Pumpeinrichtungen oder deren Versagen unter Wasser gekommen ist. In solchen Fällen wendet man beliebige Abteufpumpen an, bis man die tiefste Sohle erreicht hat und hier eine endgültige Wasserhaltung in Betrieb bringen kann. Allerdings macht häufig die Unterbringung der Pumpen im Schachtquerschnitte Schwierigkeiten. In der Regel steht ja nicht die gesamte Schachtscheibe zur Verfügung, da ein oder mehrere Trumme für das Einhängen der Maschinenteile der später einzubauenden, ortsfesten Wasserhaltung und für sonstige Förderzwecke frei gehalten werden müssen. Man greift in solchen Fällen gern auf Pumpen der gedrängtesten Bauart (z. B. auf Mammutpumpen) zurück.

Bei starken Wasserzugängen in tiefen Gruben muß man absatzweise sumpfen, indem man seitlich des Schachtes auf einer vorhandenen oder zu diesem Zwecke neu geschaffenen Zwischensohle ortsfeste Wasserhaltungs-

<sup>1)</sup> Montanist. Rundsch. 1915, Nr. 15, S. 531 u. f.; F. Koneczny: Betriebserfahrungen mit Zentrifugalpumpen.

<sup>2)</sup> Montanist. Rundsch. 1918, Nr. 19, S. 515 u. f.; H. Neubauer: Der Glockenheber, eine betriebsichere Wasserlösungseinrichtung usw.

anlagen aufstellt, denen die Senkpumpen auf eine verhältnismäßig niedrige Druckhöhe zuzuheben haben.

**50. — Sumpfungsexispiele.** Auf der staatlichen Zeche Waltrop in Westfalen wurden die Wasser zunächst bis 370 m Teufe durch Wasserziehvorrichtungen niedergehalten. Sodann wurden seitlich des Schachtes in 364 m Teufe Pumpenkammern ausgeschossen und 5 Kreiselpumpen von je 6–7 m<sup>3</sup> Leistung aufgestellt. Die weitere Sumpfung bis zur Wettersohle und, nachdem auch hier 3 ortsfeste Kreiselpumpen aufgestellt waren, weiter bis zur Bausohle geschah durch Mammutpumpen (s. Ziff. 42).

Auf Grube Merkur des Emser Blei- und Silberwerks konnte man in ähnlicher Weise mehrere bereits vorhandene Sohlen zur zeitweiligen Aufstellung ortsfester Wasserhaltungen in verschiedener Teufe benutzen<sup>1)</sup>.

Ein eigenartiges Mittel, um die Aufstellung einer ortsfesten Wasserhaltung auf einer Zwischensohle zu ermöglichen, hat man auf der holländischen Grube Laura en Vereeniging angewandt<sup>2)</sup>. Hier war der Wasserdurchbruch auf der tiefsten Sohle erfolgt, die mit der Wettersohle im übrigen noch nicht durchschlägig war. Zunächst wurden aus dem völlig mit Wasser gefüllten Schachte die Einstriche des unteren Schachtteils mit Haken herausgerissen. Darauf stürzte man groben Kies und Ziegelbruchstücke in solcher Menge in den Schacht (Abb. 827), daß die Schüttung *a* bis oberhalb des Füllorts anstieg. Diese wurde mit einer aus feinem Kiese bestehende Lage *b* bedeckt, nachdem man vorher ein unten gelochtes und oben mit einem Ventil *e* versehenes, 15 m langes Rohr *r* so tief in den Schacht eingehängt hatte, daß das untere, gelochte Ende in der Kies- und Ziegelbrockenschüttung stand. Darauf ließ man durch 2 Rohrleitungen Zementtrübe in ununterbrochenem Strome einlaufen, so daß sich über der Sandlage *b* ein 9 m hoher Zementpfropfen *c* bildete, über den das Verbindungsrohr mit dem Ventil hinausragte. Nach Erhärten des Pfropfens konnte der Schacht gesumpft und auf der oberen Sohle eine genügend starke Wasserhaltung *W* eingebaut werden. Danach begann man unter Öffnen des Ventils des Verbindungsrohres mit dem Sumpfen der Grube selbst und mit der Wiederentfernung des Zementpfropfens.

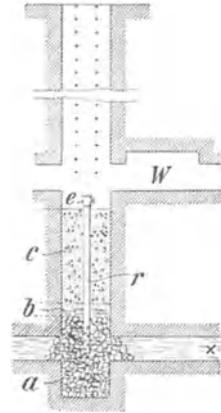


Abb. 827. Schachtbetonierung zum Zwecke der Schachtsumpfung.

**51. — Schachtsumpf-Entleerer<sup>3)</sup>.** Oft sind zum Trockenhalten des Sumpfes unter Förder- und Stapelschächten, Bremsbergen usw. besondere Wasserhebevorrichtungen erforderlich. Zu solchem Zwecke benutzt man z. B. Strahl-

<sup>1)</sup> Glückauf 1908, Nr. 11/12, S. 369 u. f.; L. Linkenbach: Das Emser Blei- und Silberwerk usw.

<sup>2)</sup> Rev. univ. d. min. (Paris) 1907, Bd. XIX, S. 109 u. f.; A. Genart: Note sur le coup d'eau de la mine Laura en Vereeniging.

<sup>3)</sup> Bergbau 1928, Nr. 39, S. 481 u. f.; E. Nattemper: Selbsttätige Schachtsumpfontleerer; — ferner Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1929, S. B 15; Versuche und Verbesserungen.

und Mammutpumpen (s. Ziff. 41 und 42), die nach Bedarf in Betrieb gesetzt werden, oder auch bei einem gewissen Wasserstande sich selbsttätig einschaltende Druckluftgeräte, die das Wasser durch unmittelbaren Luftdruck auf die Flüssigkeitsoberfläche in einem geschlossenen Gefäße bis zur Höhe der Wasserseige fördern.

Sehr verbreitet ist die „Schwimmerpumpe“ der Maschinenfabrik Prein & Co. in Dortmund (Abb. 828). Im geschlossenen Gehäuse *a* ist ein oben offener Schwimmer *b* angeordnet, in den von oben

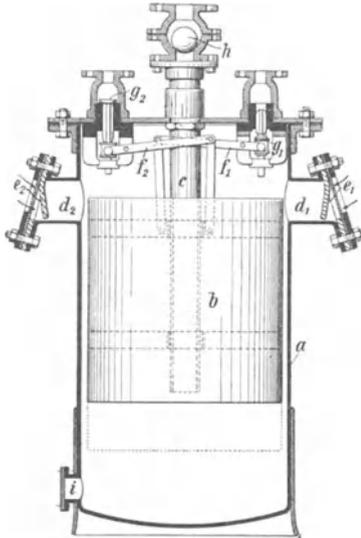


Abb. 828. Schwimmerpumpe  
von Prein & Co.

her das Steigrohr *c* eingeführt ist. Das Wasser tritt durch die mit Schlammsieben versehenen Einlaufstutzen *d*<sub>1</sub> *d*<sub>2</sub> über die Rückschlagklappen *e*<sub>1</sub> *e*<sub>2</sub> in das Gehäuse ein, füllt zunächst dieses und fließt schließlich von oben in den Schwimmer, bis auch dieser gefüllt ist und nach unten sinkt. Der Schwimmer betätigt durch Hebelübertragung *f*<sub>1</sub> *f*<sub>2</sub> die Luftaus- und -einlaßventile *g*<sub>1</sub> und *g*<sub>2</sub>. In der oberen Stellung des Schwimmers ist das Ventil *g*<sub>2</sub> geschlossen, das Ventil *g*<sub>1</sub> geöffnet, und die Luft kann frei aus dem Gehäuse entweichen. Beim Niedersinken des Schwimmers schließt sich *g*<sub>1</sub>, während sich *g*<sub>2</sub> öffnet. Nun tritt Druckluft in das Gehäuse, schließt die Rückschlagklappen *e*<sub>1</sub> *e*<sub>2</sub> und drückt das in und über dem Schwimmer stehende Wasser durch das Steigrohr *c* nach oben. Sobald dies geschehen ist, steigt der Schwimmer wieder in die Höhe, verschließt das Ventil *g*<sub>2</sub> und öffnet das Ventil *g*<sub>1</sub>,

so daß das Spiel von neuem beginnen kann. Ein Rückschlagventil *h* in der Steigleitung verhindert ein Zurückfallen des Wassers. Durch die verschließbare Öffnung *i* kann der etwa eingedrungene Schlamm entfernt werden.

Die Schwimmerpumpe, die für Leistungen von 6—30 m<sup>3</sup> in der Stunde gebaut wird, arbeitet einfach und zuverlässig. Sie schaltet sich, falls Druckluft vorhanden ist, beim Ansteigen des Wassers selbsttätig ein und kommt auch von selbst zum Stillstand, wenn der Wasserzufluß aufhört.

In ähnlicher, freilich nicht selbsttätiger Weise kann auch die Schlamm-entfernung aus den Sümpfen bewirkt werden<sup>1)</sup>. Man saugt zunächst den Schlamm in einen Behälter, indem man in diesem durch eine Strahlpumpe Luftverdünnung erzeugt. Nach Umstellung der Ventile wird der Schlamm durch Preßluftdruck in Förderwagen gedrückt, um sodann weiterbefördert zu werden.

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1930, S. B 75; Versuche und Verbesserungen.

## IV. Die Überwachung und die Kosten der Wasserhaltung.

**52. — Wassermessung.** Um die geförderten Wassermengen richtig beurteilen zu können, ist es erwünscht, regelmäßig oder mindestens von Zeit zu Zeit Wassermessungen vorzunehmen. Bei Kolbenpumpen kann dies durch Hubzähler geschehen, indem man die Zahl der Hübe mit dem durch die Pumpenkolben verdrängten Raum multipliziert. Freilich bleiben hierbei etwaige Undichtigkeiten der Stopfbüchsen und Ventile unberücksichtigt. Sicherer ist die Messung der tatsächlichen Wasserförderung. Am einfachsten sind die Gerinnemesser<sup>1)</sup>, die meist über Tage in der Nähe der Rasen- hängebank eingebaut werden. Abb. 829 zeigt eine solche Vorrichtung. Die zu messende Wassermenge fließt durch das Rohr *r* dem Gerinne zu. Nach Beruhigung des Wasserspiegels durch mehrere in den Wasserstrom eingebaute Siebe *s* fließt das Wasser durch den völlig söhlig gelagerten Gerinneteil *a* und fällt über die Überfallschneide *b* nieder, wobei die Höhe des Wasserstandes über der Schneide einen Maßstab für die abfließende Wassermenge bildet. Man kann solche

Messer selbstschreibend einrichten, wobei das aus Schwimmer und Schreibtrommel bestehende Meßgerät *m* in der Rinne selbst oder nach Abb. 829 daneben aufstellung findet. In letzterem Falle wird es durch eine Rohr-

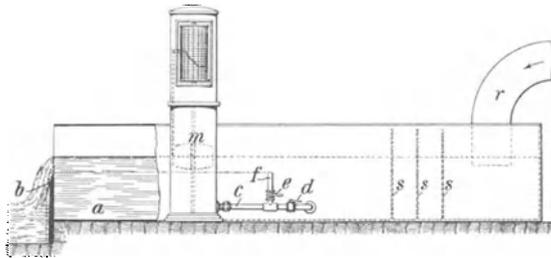


Abb. 829. Gerinnemesser.

den. Ein durch Hahn *e* absperrbares Standrohr *f*, dessen Oberkante auf gleiche Höhe mit der Überfallschneide abgeglichen wird, dient dazu, die Nullstellung des Schreibgeräts nach zeitweiliger Absperrung des Zuflusses zu überwachen. Um dies zu tun, wird Hahn *d* geschlossen und Hahn *e* geöffnet. Das im Schwimmerrohr befindliche Wasser fließt dann bis zur Höhe des Überfalls durch das Rohr *f* ab, und der Schreibstift muß die Nulllinie erreichen.

**53. — Die Kosten der Wasserhebung** kann man gliedern in

- a) die Kosten der Betriebskraft,
- b) Verzinsung und Tilgung der Anlagekosten,
- c) die Kosten für Wartung und Unterhaltung.

Auf den Zechen des Ruhrbezirks betragen die Dampfkosten etwa 2,00 bis 4,00  $\mathcal{M}/t$ , die des elektrischen Stromes etwa 2,5—5  $\mathfrak{A}/kWh$  und die der Preßluft etwa 0,3—0,4  $\mathfrak{A}/m^3$  angesaugte Luft. Die Rechnungen mögen für 3  $\mathcal{M}/t$  Dampfkosten, für 4  $\mathfrak{A}/kWh$  und für 0,36  $\mathfrak{A}/m^3$  angesaugte Luft durchgeführt werden.

Eine PSh (= 270000 mkg) in gehobenem Wasser, geleistet durch große unterirdische Dampfwaterhaltungen, erfordert 8—12 kg Dampf. Dazu

<sup>1)</sup> Glückauf 1924, Nr. 18, S. 355 u. f.; M. Schimpf: Wasserhebungskosten im Zechenbetriebe.

kommt bei nur 12stündigem Betriebe täglich als Kondensationsverlust in den Leitungen ein Mehrverbrauch von etwa 50—60% (s. Ziff. 27), so daß man mit 12—20 kg rechnen kann. Die Betriebskraft wird also 3,6—6,0  $\text{⌘}$  kosten.

Was den elektrischen Strom angeht, so bedeuten 4  $\text{⌘}$ /kWh etwa 2,9  $\text{⌘}$ /PSh. Um auf die Kosten der Pferdekraftstunde in gehobenem Wasser zu kommen, ist noch der Wirkungsgrad der Wasserhebungsanlage zu berücksichtigen. Nehmen wir den Wirkungsgrad des Motors mit 90%, den der Leitungen mit 95%, den einer Kolbenpumpe mit 84—90% und den einer Kreiselpumpe mit 65—70% an, so errechnet sich der Gesamtwirkungsgrad einer Wasserhaltung auf 72—77% für Kolbenpumpen und auf 55—60% für Kreiselpumpen.

Die Betriebskraft für 1 PSh in gehobenem Wasser wird somit bei Kolbenpumpen 3,7—4,0 und bei Kreiselpumpen 4,8—5,6  $\text{⌘}$  kosten.

Die Anlagekosten einer Hauptwasserhaltung je PS sind einschließlich der Kosten für den Maschinenraum — aber ohne Sumpf — etwa zu schätzen: bei Dampfwaterhaltungen auf 600—800  $\text{⌘}$ , bei elektrisch angetriebenen Kolbenpumpen auf 700—1000  $\text{⌘}$ , bei elektrisch angetriebenen Kreiselpumpen auf 300—500  $\text{⌘}$ . Rechnet man für Verzinsung und Tilgung 15%, so ergibt sich bei 12stündiger täglicher Betriebsdauer eine Belastung der Pferdekraftstunde bei Dampfwaterhaltungen mit 2,1—2,8  $\text{⌘}$ , bei elektrisch angetriebenen Kolbenpumpen mit 2,4—3,5  $\text{⌘}$ , und bei elektrisch angetriebenen Kreiselpumpen mit 1,0—1,7  $\text{⌘}$ . Wenn nun, wie es in der Regel der Fall ist, die Pumpenleistung ein Mehrfaches der Zuflüsse beträgt, so ist der errechnete Kostenbetrag entsprechend zu vervielfachen.

Die Wartung und Unterhaltung der Wasserhebungsanlagen werden mit 2,0—3,0  $\text{⌘}$ /PSh für Kolbenpumpen und mit 1,0—2,0 für Kreiselpumpen angenommen werden können. Für die jetzt meist gebrauchten elektrisch angetriebenen Kreiselpumpen errechnen sich hiernach die Gesamtkosten je Pferdekraftstunde in gehobenem Wasser auf

4,8— 5,6 $\text{⌘}$	Betriebskraft,
3,0— 5,1 $\text{⌘}$	Verzinsung und Tilgung, falls die Pumpenleistung das Dreifache der Zuflüsse beträgt,
<u>1,0— 2,0 <math>\text{⌘}</math></u>	Wartung und Unterhaltung,

zusammen 8,8—12,7  $\text{⌘}$ .

Die 100 mt wird also 3,3—4,7  $\text{⌘}$  kosten, und die Jahreskosten für die Hebung eines Wasserzuflusses von 1 m<sup>3</sup>/min aus 500 m Teufe werden sich auf 89100—126900  $\text{⌘}$  belaufen.

Kleinere Pumpen, die hauptsächlich als Zubringepumpen benutzt werden, arbeiten erheblich unwirtschaftlicher. Meist werden hier mit Preßluft angetriebene Duplexpumpen gebraucht. Bei einem Preßluftverbrauch von 60—100 m<sup>3</sup> angesaugter Luft je Pferdekraftstunde in gehobenem Wasser kostet die Betriebskraft allein 21,6—36  $\text{⌘}$ . Wo es angängig ist, die Duplexpumpen mit Dampf zu betreiben, werden die Kosten bei einem Dampfverbrauch von 20—50 kg/PSh (ohne Berücksichtigung der Kondensationsverluste in den Leitungen) immer noch 6—15  $\text{⌘}$  betragen. Die Kosten für Verzinsung, Tilgung, Wartung und Unterhaltung schwanken stark, so daß allgemein gültige Angaben darüber nicht zu machen sind.

Den vorgenannten Zahlen seien noch die tatsächlichen Kosten der Wasserhebung einer Zeche des Ruhrbezirks — zunächst ausschließlich der Kosten der Zubringepumpen — gegenübergestellt. Es wurden hier im Jahre 1468070 m<sup>3</sup> auf 495 m Höhe gehoben. Zur Verfügung standen vier Kreiselpumpen mit je 550 PS Leistung. Die Betriebskraft kostete 3,5 ₤/kWh. Der Kraftverbrauch je 100 mt war 0,45 kWh, entsprechend einem Wirkungsgrad von 60%. Die Kosten je Pferdekraftstunde in gehobenem Wasser betragen:

4,3 ₤	für Betriebskraft,
3,4 ₤	für Verzinsung und Tilgung,
1,4 ₤	für Wartung und Unterhaltung,
<u>9,1 ₤</u>	insgesamt.

In Berücksichtigung auch der Neben- und Zubringepumpen, die das Wasser der Hauptwasserhaltung zuhoben und z. T. mit Druckluft getrieben wurden, stellten sich die Gesamtkosten einer Pferdekraftstunde in gehobenem Wasser höher, und zwar auf:

5,5 ₤	für Betriebskraft,
5,0 ₤	für Verzinsung und Tilgung,
3,2 ₤	für Wartung und Unterhaltung,
<u>13,7 ₤</u>	insgesamt.

## Zehnter Abschnitt.

# Grubenbrände, Atmungs- und Rettungsgeräte.

## I. Grubenbrände.

### A. Wesen, Entstehung und Verhütung von Grubenbränden.

1. — **Gefährdung der Gruben durch Brände über Tage.** Brände von einziehenden Schächten oder nahe an Stollenmundlöchern befindlichen Tagesgebäuden können der Grube dadurch gefährlich werden, daß sich das Feuer in sie fortpflanzt oder daß Brandgase in die Grubenräume treten. Erinnerung sei an den Brand einer Schachtkauē über einem einziehenden Schacht auf den kons. Fürstensteiner Gruben in Waldenburg<sup>1)</sup> am 25. Mai 1901, der zur Folge hatte, daß 20 Mann in der Grube durch Einatmen der Brandgase tödlich verunglückten. Ein ähnliches Unglück, das 25 Opfer forderte, hatte sich bereits im Jahre 1862 auf einer Grube im Seegraben bei Leoben<sup>2)</sup> ereignet.

2. — **Abwehrmaßnahmen.** Das sicherste Mittel, Fälle solcher Art zu verhüten, ist eine völlig brandsichere Einrichtung und Ausstattung der in Frage kommenden Baulichkeiten sowie die Fernhaltung feuergefährlicher Stoffe aus ihnen. Ferner müssen alle einziehenden Schächte an den Hängebänken mit eisernen Klappen, Deckeln oder dgl. versehen werden, die beim Ausbruche eines Brandes über Tage leicht geschlossen werden können. Diese Absperrungen sind in solchem Falle sorgfältig mit Lehm oder Sand abzudichten und durch darüber gelegte Schienen zu schützen, damit sie nicht durch herabstürzende, schwere Gegenstände durchgeschlagen werden.

Zweckmäßig ist es schließlich, einen besonderen, fahrbaren und feuersicheren Kanal vorzusehen, der unterhalb der Absperrvorrichtungen von dem Schachte abzweigt und von dem brandgefährlichen Tagesgebäude genügend weit entfernt mündet. Dieser Kanal gestattet, während eines Brandes den Schacht für die Wetterführung oder für Rettungszwecke weiter zu benutzen (vgl. Ziff. 7).

3. — **Bedeutung und Arten der Brände unter Tage.** Wenn durch Brände über Tage nur in seltenen Ausnahmefällen die Grubenbaue gefährdet werden,

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1902, S. 92 u. f.; Der Grubenbrand im Hermannschachtfelde der kons. Fürstensteiner Gruben usw.

<sup>2)</sup> Österr. Zeitschr. f. Berg- und Hüttenwesen 1862, Nr. 11, S. 81 u. f.; Der Unglücksfall im Seegraben bei Leoben.

so ist das anders bei Bränden unter Tage. Ganz abgesehen von den wirtschaftlichen Verlusten, die ein jeder solcher Brand für die betroffene Grube mit sich bringt, sind durch sie auch häufig Menschenleben in großer Zahl hin-gerafft worden. Von den folgenschweren Grubenbränden der letzten Jahrzehnte seien z. B. erwähnt der Brand auf Zeche Borussia in Westfalen vom Juli 1905 mit 39 Toten, der Brand auf Zeche Zollern in Westfalen vom Mai 1898 mit 44 Toten, der Brand auf der Cleophasgrube in Oberschlesien vom März 1896 mit 104 Toten und der verhängnisvolle Brand auf dem Mariaschachte bei Pöbbram vom Mai 1892 mit sogar 319 Toten. Die Zahlen lehren, von welcher ungemein großen Wichtigkeit die Kenntnis von dem Wesen, der Entstehung und der Bekämpfung der Grubenbrände für jeden Grubenbeamten sein muß.

Man kann die Grubenbrände einteilen in:

1. Flözbrände, zu denen auch die Brände im alten Mann zu zählen sind, und
2. sonstige Brände.

Die Flözbrände ergreifen das Mineral der Lagerstätte selbst. Sie kommen hauptsächlich auf Stein- und Braunkohlengruben vor, finden sich aber auch auf Schwefelkies- und Kupferkiesbergwerken<sup>1)</sup>. Flözbrände auf Kohlengruben sind verhältnismäßig häufig, so daß ihre wirtschaftliche Bedeutung für diese groß ist.

Die sonstigen Brände unter Tage können insbesondere Zimmerungsbrände in Schächten, Strecken oder anderen Räumen sein, oder es können gelegentliche Ansammlungen von brennbaren Gegenständen, z. B. von Grubenholz auf Lagerplätzen, von Putzwolle in Maschinenräumen oder von Futtermitteln in unterirdischen Pferdeställen, in Brand geraten. Gefährlich sind namentlich Schachtbrände. Das für die Zimmerung, und zwar sowohl für den Ausbau wie für den Einbau (Einstriche, Spurlatten) verwandte Holz bietet dem Feuer reichliche Nahrung. Die senkrechte Richtung der Schächte begünstigt das schnelle Emporlodern der Flammen, so daß in kurzer Zeit der Brand eine große Ausdehnung erreicht haben kann.

Die Bedeutung eines solchen Brandes wird dadurch erhöht, daß die Schächte gleichsam die Lebensadern der Grube sind. Durch sie geht nicht allein die Fahrung und Förderung, sondern auch der Wetterstrom. Besonders gefährlich wird der Brand in einem einziehenden Schachte, da alsdann die giftigen Gase sich weit verbreiten, so daß die ganze Belegschaft oder doch wenigstens diejenige einer größeren Abteilung in Gefahr kommt. Die oben aufgezählten vier unheilvollen Brände sind sämtlich Schachtbrände gewesen. Nicht dringlich genug kann deshalb die sorgsamste Beobachtung der Schächte auf ihre Brandgefahr betont werden.

**4. — Entstehung der Flözbrände durch Selbstentzündung.** Unter den Entstehungsursachen der Flözbrände ist an erster Stelle die Selbstentzündung der Kohle zu nennen. Diese beruht auf der Eigenschaft frisch entblößter Kohle, den Sauerstoff der Luft bis zu einem gewissen Grade auf-

<sup>1)</sup> Glückauf 1907, Nr. 29, S. 897 u. f.; Hilt: Grubenwasser und Grubenbrand in dem Erzbergwerk Neu-Diepenbrock III bei Selbeck; — ferner Zeitschr. d. Oberschl. Berg- u. Hüttenm. Ver. 1926, Februarheft, S. 118; Grubenbrände auf Erzgruben.

zusaugen und in sich zu verdichten. Als Folge dieses Vorganges bildet sich unter Kohlensäure-Erzeugung Wärme. Die eintretende Temperaturerhöhung begünstigt die weitere Verbindung zwischen Kohlenstoff und Sauerstoff, so daß die Erwärmung fortschreitet und unter Umständen bis zur Selbstentzündung gehen kann. Die Erhitzung nimmt mit der luftberührten Oberfläche der Kohle zu, ist also bei klüftiger Kohle größer als bei kluffreier, bei poröser stärker als bei dichter Kohle und besonders groß bei Feinkohle. Die Baue auf verschiedenen Flözen können deshalb bei gleicher Bewetterung und gleicher Teufe sehr verschieden warm sein. Aber auch von Natur feste Kohle kann, wenn sie durch Druck oder auf sonstige Weise zermürbt oder zerkleinert wird, brandgefährlich werden.

Früher glaubte man, daß der in der Kohle etwa vorhandene Schwefelkies hauptsächlich die Schuld an der Entzündung trüge. Jedoch ist die bei seiner Zersetzung zu Eisenvitriol und schließlich zu Eisenhydroxyd und Schwefelsäure frei werdende Wärmemenge für sich allein zu gering, als daß sie die gesamte, viel größere Kohlenmasse wesentlich erhitzen könnte. Mittelbar kann freilich auch der Schwefelkies an der Selbstentzündung der Kohle mitwirken. Denn seine Zersetzung ist mit einer Volumenzunahme verbunden, infolge deren die feste Kohle auseinandergetrieben und zum Bersten gebracht wird. Auf den sich öffnenden Rissen und Spalten findet der Sauerstoff Wege, in die Kohle einzudringen, so daß er das Werk der allmählichen Oxydation um so leichter vollbringen kann, als ja durch seine Einwirkung auf den Schwefelkies eine gewisse Erwärmung bereits eingetreten ist.

Da bei der Selbstentzündung Sauerstoff die Hauptrolle spielt, ist eine gewisse Bewetterung des Brandherdes die Vorbedingung für die Einleitung der Erhitzung. Auch muß die Sauerstoffzufuhr andauern, damit die bereits gebildete Kohlensäure durch frischen Sauerstoff ersetzt werden kann. Stockt der Sauerstoffzufluß, so stockt auch die fernere Oxydation, und die weitere Erwärmung hört auf. Eine starke Bewetterung wirkt ebenfalls hemmend auf die Selbstentzündung, weil ein lebhafter Wetterstrom die entstehende Wärme aufnimmt und fortführt. Infolge der schnellen Abkühlung kann dann in der Kohle eine gefährliche Temperaturerhöhung nicht eintreten.

Aus dem gleichen Grunde erklärt sich die wichtige Tatsache, daß der Brand nicht unmittelbar an der Oberfläche, sondern im Innern der Kohlenmasse ausbricht. Ebenso kann ein Flözbrand nur entstehen, wenn die Kohle in größeren Massen vorhanden ist. Handelt es sich um kleinere Kohlenmengen, so ist die Wärmeabgabe an die Umgebung allzu stark, und die Wärmeezeugung reicht nicht aus, die Kohle zum Brennen zu bringen und das Nachbargestein bis zur Glut zu erhitzen. Je dünner die Flöze sind, um so weniger neigen sie zu Brand.

Die Vorbedingungen für die Entstehung von Grubenbränden durch Selbstentzündung — nämlich mürbe, poröse Kohle in größeren Mengen, eben genügende, aber nicht reichliche Bewetterung — finden sich am häufigsten im alten Manne von mächtigen Flözen, in denen reiner Abbau schwierig ist (Brände im alten Mann). Es kommt hier öfter vor, daß infolge vorzeitigen Zubruchegehens der Pfeiler größere Kohlenmengen (namentlich sog. Beine) zurückbleiben. Das niedergehende Hangende zerdrückt diese Kohle vollends zu Feinkohle. Eine gewisse Bewetterung des alten Mannes bleibt bestehen,

ohne daß aber der Wetterstrom für eine wirkliche Abkühlung genügt. Auch auf Anschwellungen dünnerer Flöze wiederholt sich leicht das gekennzeichnete Bild. Besonders gefährlich sind druckhaftes Gebirge, Überschiebungen mit starker Anhäufung von Kohle und Störungen, die zum Anstehenlassen der Kohle zwingen, worauf dann diese Kohlenpfeiler zerdrückt werden.

Seltener als Brände im alten Manne kommen Entzündungen des frischen Kohlenstoßes vor. Hier handelt es sich meist um die Kohle in der Firste (Firstenbrände). Die Entstehung von Bränden in solchen Fällen ist so zu erklären, daß die hängende Kohle sich auf die Kappen der Streckenzimmerung setzt, ohne völlig hereinzukommen. Die Luft kann nun meterweit in die zerklüftete Kohle eindringen. Die Abkühlung nach der Strecke hin genügt nicht, so daß sich unter Umständen ein Brand schnell entwickelt. Dieser frißt sich, wenn er einmal entstanden ist, in der Richtung auf die frische Luft eilig fort. Kurze Zeit nach den ersten Spuren des Brandes ist vielleicht schon die glühende Kohle an der Streckenfirste sichtbar. Das Auftreten solcher Brände ist naturgemäß auf mächtige oder auf steil stehende Flöze beschränkt. Eine besondere Gefährdung liegt ferner an den Rändern von Schacht- und Streckensicherheitspfeilern und in der Nachbarschaft von Klüften und Sprüngen vor, da die Kohle hier mehr oder minder zermürbt ist und ihre Festigkeit verloren hat.

In Oberschlesien sind in dem Jahrzehnt 1900—1909 von insgesamt 404 Flözbränden allein 314 durch Selbstentzündung entstanden<sup>1)</sup>.

5. — **Bekämpfung der Gefahr der Selbstentzündung.** In Flözen, die zur Selbstentzündung neigen, soll man die für die Aus- und Vorrichtung, Wetterführung und Förderung dienenden Strecken möglichst außerhalb der Lagerstätte auffahren. Der Abbau selbst ist innerhalb jedes Vorrichtungsabschnitts tunlichst schnell und ununterbrochen durchzuführen. Hierbei ist besonders das Augenmerk auf reine Gewinnung, Luftabschluß durch guten Versatz, dessen Lücken nötigenfalls noch durch Einschlämmungen gedichtet werden, und vollständiges Rauben des Grubenholzes zu richten, letzteres nicht nur wegen der Brennbarkeit des Holzes an sich, sondern auch, um das Hängende gleichmäßig niederzugehen und den Versatz festdrücken zu lassen.

Von den Abbauarten ist zur Verhütung von Flözbränden am besten der Stoß- und Firstenbau, nächst dem der Strebbau geeignet. Am gefährlichsten erweist sich der Pfeilerbau, weil bei ihm beträchtliche Kohlenverluste unvermeidlich sind. Da es darauf ankommt, das frühzeitige Regewerden des Gebirgsdruckes hintanzuhalten, kann es zweckmäßig sein, beim Abbau die Baulängen zu beschränken und die einmal in Angriff genommenen Bauabteilungen möglichst schnell zu verhauen. Auch soll man das Augenmerk darauf richten, abgebaute Feldesteile durch wetterdichte Dämme gegen die übrigen Grubenbaue abzuschließen. Von den verschiedenen Versatzarten verhält sich am günstigsten der Spülversatz, da er das Gebirge gut trägt und völlig dicht und für den Wetterzug undurchlässig wird. Auch Waschberge liegen wegen ihrer Feinheit sehr dicht, namentlich bei steilem Einfallen oder Tonschiefer-Hangendem. Trotz eines oft vorhandenen, hohen

<sup>1)</sup> Zeitschr. d. Oberschl. Berg- u. Hüttenm. Ver. 1910, Septemberheft, S. 387 u. f.; Hauptbericht der Oberschlesischen Grubenbrand-Kommission.

Kohlenstoffgehaltes pflegen sie daher selber in der Grube nicht der Selbstentzündung zu unterliegen. Ist allerdings in der Nähe ein Brand ausgebrochen, so kann er in den Waschbergen Nahrung zu längerer Fortdauer finden. Im Staate Sachsen wendet man zur Verhütung der Brandgefahr die in Bd. I dieses Werkes, 6 Aufl., 4. Abschn., Ziff. 170 bereits erwähnte Verbindung von Hand- und Spülversatz an, indem man zunächst gewöhnlichen Bergeversatz aufführt, sodann aber dessen Hohlräume mit Schlamm vollspült<sup>1)</sup>. Besondere Vorsicht ist bei flacher Lagerung gegenüber Bränden im alten Mann erforderlich, wogegen bei steiler Lagerung der Versatz dichter liegt und die Einschränkung eines etwaigen Brandes leichter möglich ist.

Bei der Durchörterung brandgefährlicher Flöze mit Querschlägen empfiehlt es sich, zur Verhütung des Luftzutritts zur Kohle den Querschlag an der betreffenden Stelle auszumauern oder zu betonieren. Aber auch Mauerung und Beton bieten nicht völlige Sicherheit, wenn nicht alle Hohlräume über der Strecke, die sich mit lockerer Kohle zusetzen können, sorgfältig vermieden oder, wenn sie entstanden sind, dicht mit Bergen verfüllt oder noch besser verschlämmt werden. Ähnlich geht man vor, wenn Stapel von Flözen durchschnitten werden. Auch hier kann hinter dem Ausbau eine sorgfältige Zementierung oder Einschlämmung angebracht sein. Bei nicht druckhafter Kohle kann in solchen Fällen schon eine mittels Zementspritzung hergestellte dichte und feste Zementhaut genügen (s. 6. Abschn., Ziff. 109). In druckhaftem oder durch Abbauwirkungen oder Störungen zerklüftetem Gebirge dagegen dehnt man zweckmäßig die Ummantelung des Stapels auf seine ganze Höhe aus. Zu diesem Zwecke werden die Schachtgevierte *a* (Abb. 830) mit einem dichten Brettverzug *b*, der durch Quetschhölzer *c* in einem gewissen Abstände gehalten wird, umgeben, und der auf 10—15 cm erweiterte Zwischenraum zwischen Verzug und Gebirge wird mit feinem, leicht in etwaige Risse oder Spalten eindringendem Schlamm *d* vergossen. Ähnlich gibt man im Staate Sachsen auch den Strecken, wo dies nötig scheint, Schlammäntel, indem man den Raum zwischen der Türstockverschalung und den Stößen oder der Firste sorgfältig mit Schlamm ausfüllt<sup>1)</sup>. Auf diese Weise schließt man die Luft von der im alten Manne enthaltenen Kohle ab. Den gleichen Zweck erfüllen die nur auf dem einen Streckenstoße längs des alten Mannes nachgeführten Dämme, die man aus Bergemauern mit Flugaschen-Zwischenfüllung aufzuführen pflegt.

Zur Wiederabkühlung bereits erwärmter Kohlenstöße wendet man mit gutem Erfolge das sog. Stoßtränkverfahren an. Man bohrt 2—3 m tiefe Bohrlöcher in die Kohlenstöße und zementiert kurze Standrohre ein, an die die Berieselungsleitung angeschlossen wird. Wenn das Wasser einige Tage unter dem Leitungsdrucke auf den Stoß eingewirkt hat, ist in der Regel die Entzündungsgefahr beseitigt<sup>2)</sup>.



Abb. 830.  
Ummantelung  
eines Stapels.

<sup>1)</sup> Glückauf 1904, Nr. 22, S. 609 u. f.; Brauns: Grubenbrände im Zwickauer Revier.

<sup>2)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1913, S. 195; Versuche und Verbesserungen.

Besteht im alten Manne Brandgefahr, so werden die in ihn führenden, abgeworfenen Strecken auf 6—10 m Länge sorgfältig versetzt und durch Einschlämmen abgedichtet.

6. — **Sonstige Ursachen von Grubenbränden.** In Gruben, auf denen mit offenem Lichte gearbeitet wird, kann durch dieses leicht ein Zimmerungsbrand und durch ihn wieder ein Flözbrand verursacht werden. In Oberschlesien, wo noch mit offenem Lichte gearbeitet wird, ist in mehr als 70 Fällen<sup>1)</sup> (bei den obengenannten 404 Bränden) der Gebrauch der offenen Lampe als Ursache der Entzündung anzusehen. Ganz besonders sind Dochtlampen gefährlich, da häufig Brände durch abspringende, glimmende Dochtteilchen entstanden sind. Azetylenlampen sind viel ungefährlicher. Namentlich bei Schachtausbesserungsarbeiten ist Vorsicht am Platze.

Mehrfach sind Flözbrände durch Anschließen von Bläsern entstanden. Die Flamme des durch den Schuß entzündeten Bläasers greift auf den Kohlenstoß über, und ehe die Leute zurückkehren, steht die ganze Kohlenwand in Flammen, so daß unmittelbare Löschversuche bereits vergeblich sind. — In ähnlicher Weise können ausblasende Schüsse wirken, wenn sie in der Kohle angesetzt und vielleicht sogar noch mit Kohlenstaub besetzt sind. Der durch die Schußflamme entzündete, glühende Staub kann den an den Stößen haftenden Staub, die Zimmerung und die Kohlenstöße selbst in Brand setzen. Auch auskochende Schüsse können unter Umständen den Kohlenstoß entzünden.

Ofter haben ferner Schlagwetter- und Kohlenstaubexplosionen Flözbrände im Gefolge. Durch die Explosionsflammen werden zunächst Holzreste, Papier, Kleidungsstücke u. dgl. in Brand gesetzt. Das Feuer findet in der Zimmerung und in bloßliegenden Kohlenhaufen Nahrung und greift schließlich auf das Flöz über.

An allen maschinellen Einrichtungen kann dauernde Reibung zu unzulässiger Erhitzung und schließlich zu einem Brande führen. Insbesondere in Bremschächten liegt solche Gefahr vor, falls sie nicht von Natur feucht sind. Brände können hier durch einen vom Bremsband abspringenden Funken oder das Erglimmen der in die Seilnut eingelegten Hanfeinlage entfacht werden. Mehrfach sind Brände dieser Art an Lufthaspeln dadurch entstanden, daß zeitweilig die Preßluft ausblieb und der Wärter sich, ohne das Haspelventil zu schließen, entfernte. Nach Wiedereinsetzen der Preßluft lief der Haspel ohne Aufsicht an und erzeugte durch die fortgesetzte Reibung des Seiles in der Nut eine starke Erhitzung mit anschließendem Brand. Ähnliche Fälle sind bereits im 8. Abschn., Ziff. 139, S. 562/63 erwähnt.

Mit ganz besonderer Vorsicht sind Lötlampen, Schweißgeräte und Schneidbrenner in der Grube zu benutzen. Auf sie sind Brände in größerer Zahl zurückzuführen. Ähnlich gefährlich ist die Nietarbeit. Vor Beginn solcher Arbeiten sind geeignete Löscheräte gebrauchsfertig bereitzustellen. Die Arbeitsstelle selbst ist gründlich und ausgiebig zu befeuchten. Nach Beendigung der Arbeit muß eine sorgfältige, zweckmäßig wiederholte Untersuchung des Arbeitsortes und seiner Umgebung stattfinden.

<sup>1)</sup> S. den auf S. 741 in Anm. <sup>1)</sup> angeführten Bericht, S. 387.

Auch elektrische Einrichtungen können durch Kurzschluß, Funkenbildung an den Schaltern oder Glühwirkungen Entzündung brandgefährlicher Gegenstände im Gefolge haben.

7. — **Sicherheitsvorkehrungen.** Die gegenüber der Brandgefahr unter Tage anzuwendenden Vorkehrungen entsprechen im allgemeinen den auch über Tage zu treffenden Vorbeugungsmaßregeln. Es können hier nur die wichtigsten, soweit sie vorwiegend bergmännischer Natur sind, aufgezählt werden. Als Beleuchtung soll man überall da, wo besondere Gefahr besteht, also in trockenen Schächten, Maschinenräumen, Pferdeställen und Füllörtern, geschlossene, nicht explosionsgefährliche Lampen benutzen. Vor allen Dingen muß Vorsicht bei der Beförderung, Handhabung und Aufbewahrung feuergefährlicher Gegenstände (z. B. von Putzwolle, Schmieröl, Futtermitteln, Benzol usw.) geübt werden. Überflüssige Mengen davon, seien sie gebraucht oder noch ungebraucht, sollen nicht in der Grube lagern. Die Aufbewahrungsräume müssen völlig brandsicher sein. Sonstige brennbare Gegenstände, z. B. das für die Verpackung von Sprengstoffen gebrauchte Papier, sind alsbald aus der Grube zu entfernen. An Punkten erhöhter Gefahr (in Maschinenräumen, Bremskammern usw.) soll nur feuersicherer Ausbau verwandt werden. Holz, Wetterleinen, Arbeitsanzüge sind nötigenfalls feuersicher zu tränken. Hierzu benutzt man „Feuerschutzlösungen“, z. B. solche von Cellon, das aus Ammoniumbromid und anderen Ammoniumsalzen besteht. Holz muß mehrere Tage lang in solche Lösung eingetaucht werden, um völlig unbrennbar zu werden. Die Tränkung hält bei trockenem Standort für mehrere Jahre vor. Einen gewissen Schutz gewährt auch bereits ein mehrfaches Bespritzen oder Begießen mit der Lösung. Bereits eingebautes Holz hat man gelegentlich durch Zementbespritzung feuersicher gemacht.

In Schächten verschwindet zwar der hölzerne Ausbau je länger desto mehr, und an seine Stelle tritt Mauerung und eiserner Ausbau. Der Einbau ist aber in den meisten Fällen noch aus Holz. Ist der Schacht an sich trocken, so empfiehlt sich zeitweise oder dauernde Befeuchtung der Zimmerung durch herabfallendes Wasser. Hierfür sind zweckmäßig rund um den Schacht laufende „Rieselkränze“ vorzusehen. Will man, z. B. im Winter der Eisbildung wegen, solche Befeuchtung nicht anwenden, so müssen wenigstens Wasseranschlüsse vorhanden sein, um im Notfalle sofort den Schacht bewässern zu können.

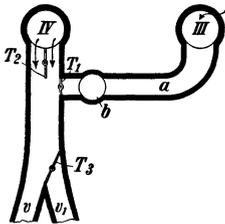


Abb. 831. Wetterumstellvorrichtung.

Von großer Wichtigkeit sind Wetterumstellvorrichtungen, die verhüten, daß im Falle von Bränden die Gase den belegten Grubenbauen zuströmen. Empfehlenswert ist eine Einrichtung nach Abb. 831<sup>1)</sup>. Hier ist Schacht III der einziehende und Schacht IV der ausziehende Schacht. Von den beiden vorhandenen Ventilatoren, die aus den Kanälen  $v$  und  $v_1$  saugen, dient einer dem ständigen Betriebe, während der andere als Aushilfe dient. Die Schächte sind etwa 6 m unter Tage durch einen Hilfskanal  $a$  miteinander verbunden, der einen ungefähren Querschnitt von  $4,5 \text{ m}^2$  besitzt und durch einen Hilfschacht  $b$  von

<sup>1)</sup> Glückauf 1904, Nr. 6, S. 134 und 135; Einrichtung auf Zeche Shamrock III/IV usw.

2,5 m Durchmesser von der Tagesoberfläche aus erreichbar ist. Schacht IV und der Hilfschacht besitzen Verschußhauben. Schacht III ist mit eisernen Klappen ausgerüstet, die im Falle eines Schachtbrandes niedergelassen werden und den Schacht verschließen. In dem Wetter- und Hilfskanal sind überdies die zweiflügeligen, um eine feste mittlere Achse drehbaren Türen  $T_1$ ,  $T_2$  und  $T_3$  eingebaut.

Bei gewöhnlichem Betriebe ist die Haube des Schachtes IV dicht geschlossen, und die Türen befinden sich in der aus der Abbildung kenntlichen Stellung. Im Falle eines Brandes in dem Schachtgebäude über dem einziehenden Schachte III läßt man die an der Rasenhängebank befindlichen, eisernen Klappen niederfallen, so daß Brandgase nicht mehr in den Schacht treten können. Die frischen Wetter fallen nunmehr durch den für gewöhnlich offenen Hilfschacht ein und schlagen den Weg nach Schacht III ein, so daß dieser einziehender Schacht bleibt. Im Falle eines Brandes im Schachte III selbst wird die Wetterführung umgekehrt. Zu diesem Zwecke wird die Haube über Schacht IV gelüftet, die Tür  $T_2$ , die Haube über dem Hilfschacht und die Klappen des Schachtes III werden geschlossen, und die Tür  $T_1$  wird geöffnet. Alsdann saugt der Ventilator die Wetter aus Schacht III an, während Schacht IV einzieht.

Auch unter Tage soll man nach Möglichkeit Vorsorge treffen, daß im Falle von Bränden in einziehenden Schächten der Übertritt der Brandgase in die Grubenbaue verhindert wird. Man sieht zu diesem Zwecke in der Nähe der Füllörter brandsichere Türen vor oder trifft die erforderlichen Vorkehrungen, um nötigenfalls durch Branddämme schnell den Schacht abzuschließen.

Bezüglich der Sicherheitsvorkehrungen für Blindschächte und insbesondere Bremskammern sind die Ausführungen im 8. Abschnitt, Ziff. 114 und 139, zu vergleichen.

Für brandgefährliche Gruben schließlich sind diejenigen Löschgeräte und Löschmittel, die man im Falle des Brandes zu benutzen gedenkt, an den vorgesehenen Punkten vorrätig und dauernd instand zu halten. Hierzu gehört insbesondere eine Zementspritzeinrichtung. In bedrohten Feldesteilen sind alle Baustoffe für Wetterdämme und die für ihre Herstellung erforderlichen Geräte in reichlicher Menge zu lagern. Als sehr nützlich hat es sich schließlich vielfach erwiesen, Vorkehrungen dafür zu treffen, daß etwa vorhandene Preßluftleitungen ohne Zeitverlust an eine Wasserleitung angeschlossen werden können, damit man überall da, wo Preßluftleitungen liegen, schnell über Wasser verfügen kann. Abb. 832 deutet an, wie ein Anschlußrohr  $a$  nach Lösung von der Luftleitung  $l$  durch einfaches Umlegen vor die Wasserleitung  $w$  gebracht und hier angeschlossen werden kann.

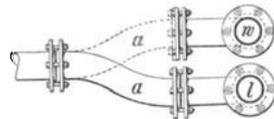


Abb. 832. Umstellereinrichtung.

## B. Bekämpfung ausgebrochener Brände.

8. — Die Anzeichen entstehender Brände und die Feuermeldung. Grubenbrände lassen sich mit umso größerer Aussicht auf Erfolg bekämpfen, je frühzeitiger man sie erkennt. In brandgefährlichen Gruben oder Feldes-

teilen richtet man deshalb für Sonn- und Feiertage, an denen die regelmäßige Beobachtung der Baue durch Belegschaft und Beamte fehlt, Brandwachen ein, die auf Anzeichen entstehender Brände achten müssen. Insbesondere Flözbrände machen sich häufig infolge ihrer langsamen Entwicklung einer aufmerksamen Beobachtung frühzeitig bemerkbar. Das erste Anzeichen einer beginnenden Selbsterhitzung der Kohle ist eine Zunahme der Temperatur und damit verbunden eine Steigerung des Feuchtigkeitsgehaltes des Wetterstromes. Besteht Verdacht, so sind Feststellungen mit dem Thermometer und hygrometrische Messungen empfehlenswert. Schreitet die Erhitzung fort, so fangen die Streckenstöße an zu schwitzen, und es tritt Nebelbildung ein. Bald macht sich dann der beginnende Brand dem Geruchsinn bemerkbar. Zunächst ist es ein schwacher Petroleum- oder Paraffingeruch, danach ein deutlicher Brandgeruch. Schließlich entwickelt sich Rauch, und offenes Feuer bricht durch.

Nach englischen Quellen<sup>1)</sup> soll ein frühzeitiges Erkennen des entstehenden Brandes noch vor dem Bemerkbarwerden des Schwelgeruches durch Auftreten sehr geringer Mengen von CO und insbesondere durch das Mengenverhältnis des Kohlenoxyds zum absorbierten Sauerstoff kenntlich sein. Tatsächlich ist es jetzt möglich, durch die Jodpentoxydprobe Tausendstel eines Prozentes CO nachzuweisen.

Freilich dürfte es kaum rätlich sein, das Erreichen eines gewissen Mengenverhältnisses zwischen CO und absorbiertem O<sub>2</sub> abzuwarten. Wenn überhaupt CO im Wetterstrom auftritt, so liegt bereits eine stärkere Erwärmung der Kohle vor, die sich weiter bis zur unmittelbaren Brandgefahr steigern kann.

In jedem Falle sind aber die frühzeitigen Anzeichen von Flözbränden bis zu einem gewissen Grade unsicher, da sie nicht im Wetterstrom in der unmittelbaren Nähe der Brandstelle selbst erkennbar zu werden brauchen. Diese kann vielmehr durch den alten Mann oder sonstwie Verbindung mit dem ausziehenden Strom haben, so daß die ersten Erzeugnisse der Selbsterhitzung unbeachtet abziehen können. Unter solchen Verhältnissen wird die Glut ohne warnende Anzeichen plötzlich durchbrechen können.

Stets und in jedem Falle ist die sofortige Meldung der ersten Brandanzeichen an die Betriebsleitung erforderlich. Hierauf ist angesichts der weitgehenden Bedeutung für den ganzen Grubenbetrieb, die jedem Brande innewohnen kann, mit aller Strenge zu achten.

**9. — Kampfmaßnahmen. Spritzwasser. Löschstaub.** Die Kampfmaßnahmen können das unmittelbare Ablöschen des Feuers, verbunden mit einer Beseitigung des Brandherdes, oder das Ersäufen oder das Einschlämmen oder die langsame Erstickung des Brandes zum Ziele haben. Welches Verfahren und welche Mittel zu seiner Durchführung gewählt werden, hängt von der Art des Brandes, seinem Umfange und den örtlichen Verhältnissen ab.

Wenn der Brand noch im Entstehen begriffen, klein und sein Herd zugänglich ist, so läßt er sich oft durch einfaches Spritzen löschen. Die etwa vorhandenen Berieselungsleitungen und auch die Preßluftleitungen, falls sie

<sup>1)</sup> Transact. of the inst. of min. eng. 1930, Dezemberheft, S. 181 u. f.; E. H. Vallis: Notes on an occurrence of spontaneous heating in North-Staffordshire; — ferner Glückauf 1931, Nr. 12, S. 401 u. f.; Dr. H. Winter: Die frühzeitige Erkennung der Selbstentzündung von Steinkohlenflözen.

sich gemäß Ziff. 7 schnell mit Wasser füllen lassen, können hierfür mit Erfolg benutzt werden. Als sehr lästig erweist sich unter Tage die starke Dampfentwicklung beim Auftreffen des Wassers auf die glühenden Massen. Es ist deshalb zu empfehlen, den Strahl nicht von vornherein in die Mitte des Brandherdes, sondern auf die Ränder zu richten und so vom Umfange her den Brandherd einzuengen.

Insbesondere Schachtbrände lassen sich, falls sie noch nicht einen zu großen Umfang angenommen haben, durch fallendes Wasser wirksam bekämpfen.

Auch Gesteinstaub ist an Stellen, wo er leicht auf das Feuer aufgeworfen werden kann, gut als Löschmittel brauchbar. Eine Schichtstärke von etwa 50 mm genügt, um die Luftzufuhr völlig abzuschneiden und das Feuer zu ersticken. Noch wirksamer sind besondere Löschpulver, die in der Regel aus doppeltkohlensaurem Natron und Kieselgur bestehen. Durch Abspaltung der Kohlensäure in der Glut wirken sie auf die Flammen erstickend. Gegenüber dem Wasser haben Gesteinstaub und Löschpulver den Vorteil, daß kein Dampf entwickelt wird.

10. — **Handfeuerlöscher.** Gut bewährt haben sich in vielen Fällen die Handfeuerlöscher<sup>1)</sup>. Man unterscheidet hierbei Naßlöscher, Schaumlöscher und Trockenlöscher.

Die Naßlöscher arbeiten mit einer Löschflüssigkeit, die durch Gasdruck gegen den Brandherd geschleudert wird. Dabei kann das Treibgas unter Druck in den Behälter gepreßt sein, oder aber es wird im Gebrauchsfalle durch chemische Umsetzung erst gebildet. Als Vertreter der ersten Gruppe sei der Trutmania-Handfeuerlöscher, der von der Ceag in Dortmund und von der Firma W. Seippel in Bochum hergestellt wird, genannt (Abb. 833).

Der mit Handgriff versehene Behälter *a* ist auf etwa zwei Drittel seiner Höhe mit einer Löschflüssigkeit gefüllt, die durch das Steigrohr *b* über das mittels des Handhebels *c* zu betätigende Ventil *d*, die Düse *e* und Schlitzkappe *f* ausspritzen kann. Als Treibmittel wird mit einer Luftpumpe atmosphärische Luft von 7—8 atü in den Behälter gepreßt, der vorher einer Druckprobe von 20 atü unterworfen wird. Die zu verspritzende Flüssigkeitsmenge beträgt 5 l und die Dauer der Spritzwirkung 20 Sekunden. Die Gebrauchsfähigkeit des Geräts kann an dem auf das Röhrchen *g* gesetzten Schauglas *h* ermittelt werden.

Zur zweiten Gruppe der Naßlöscher gehört das *Minimax*gerät (Abb. 834). Ein kegelförmiges, mit Griff und Spritzdüse *c* an der Spitze versehenes Eisenblechgefäß ist mit Wasser, in dem doppeltkohlensaures Natron gelöst ist, gefüllt. Am Boden befindet sich in einem Drahtkorbe *a* eine geschlossene, Salzsäure enthaltende Glasröhre. Will man das Gerät benutzen, so treibt

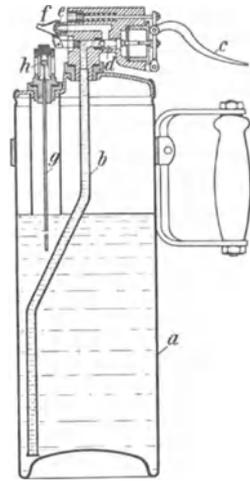


Abb. 833. Trutmania-Handfeuerlöscher.

<sup>1)</sup> Bergbau 1930, Nr. 24, S. 353 u. f.; — ebenda Nr. 34, S. 504 u. f.; — ebenda Nr. 47, S. 695 u. f.; — ebenda 1931, Nr. 19/20, S. 240 u. f.; — ebenda Nr. 32, S. 372 u. f.; Meuß: Brandverhütung und Brandbekämpfung bei Entstehungsbränden, I—V.

man durch einen Stoß gegen den Boden den herausragenden Stoßstift in die Glasröhre. Die austretende Salzsäure macht aus dem doppeltkohlensauren Natron die Kohlensäure frei, diese sammelt sich im oberen Teile des Behälters und treibt mit 4–5 at Druck die jetzt aus Natron- und Kochsalzlösung bestehende Löschflüssigkeit durch das fast bis auf den Boden reichende Aufsteigrohr *b* zur Spritzdüse *c* ins Freie. Ein Gerät faßt 6–9 l Wasser und spritzt 12 m weit und 8 m hoch.



Abb. 834. Minimaxgerät.

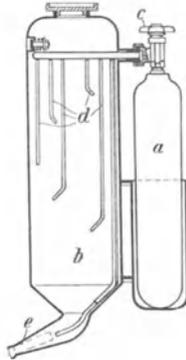


Abb. 835. Total-Trockenlöscher.

Auf Zeche Radbod bei Hamm werden etwa 200 Minimaxgeräte dauernd unter Tage an geeigneten Punkten vorrätig gehalten; sie sind mehrfach mit gutem Erfolg gebraucht worden.

Die Schaumlöscher<sup>1)</sup> benutzen als Löschmittel eine Flüssigkeit, die in Einwirkung auf eine andere oder auf ein zugeführtes Seifenpulver einen starken Schaum bildet, z. B. einerseits Seifenlösungen, denen Natriumbikarbonat zugesetzt ist, und andererseits Lösungen von Aluminiumsulfat. Beim Zusammenfließen dieser Flüssigkeiten entwickelt sich Koh-

lensäure, die die Seifenlösung zu vielen, mit CO<sub>2</sub> gefüllten Schaumblasen verwandelt und gleichzeitig die Schaummassen aus der Spritzdüse herauspreßt. Der Schaum ist eine deckende, zähe Masse und nimmt einen 8–10fach größeren Raum als die Flüssigkeiten ein; dementsprechend ist seine Wirkung

stärker, da man die Löschkraft von 1 l Schaum gleich der von 1 l Flüssigkeit setzen kann. Schaumlöscher werden z. B. von der Ceag in Dortmund, W. Seippel in Bochum und der Firma Wintrich & Co. in Bensheim (Hessen) geliefert.

Trockenlöscher sind Geräte, die durch einen kräftigen Kohlen säurestrahl ein Löschpulver aus einem Behälter gegen den Brandherd schleudern. Abb. 835 zeigt ein solches Gerät der Total-Gesellschaft in Charlottenburg 2. Die Kohlen säureflasche *a* ist eine auf 190 at geprüfte

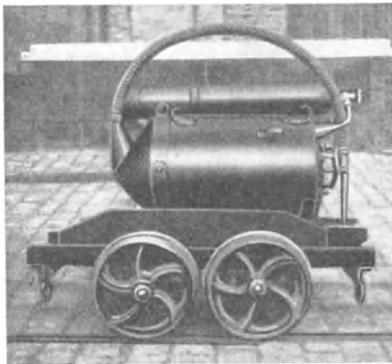


Abb. 836. Gruben-Total.

Stahlflasche, die 450 g CO<sub>2</sub> zu fassen vermag. Im Behälter *b* sind 5 kg Löschpulver, und zwar ein Gemisch von doppeltkohlensaurem Natron und Kieselgur, untergebracht. Im Gebrauchsfalle läßt man durch Drehung des Ventilrades *c* die Kohlensäure in den Behälter *b* überströmen, sie tritt hier durch die in verschie-

<sup>1)</sup> Bergbau 1930, Nr. 18, S. 265; Dr. Leinau: Das Schaumverfahren zum Löschen von Bränden usw.

dener Höhe endenden Röhrechen *d* aus, durchwirbelt das Löschpulver und treibt es durch die Ausspritzdüse *e* aus. Eine größere Ausführung des Geräts, den fahrbaren „Gruben-Total“, zeigt Abb. 836. Hier liegt die Kohlensäureflasche von 8 kg Inhalt auf dem größeren Löschpulverbehälter mit etwa 80 kg Fassungsvermögen. Statt der Ausspritzdüse ist ein Spiralschlauch von 7 m Länge angeschlossen.

Sehr einfach sind die mit Kohlensäureschnee arbeitenden Löscher gehalten. Sie bestehen aus einem Behälter, der flüssige Kohlensäure enthält. Öffnet man das Verschlußventil, so verdampft ein Teil der ausströmenden CO<sub>2</sub>, ein anderer Teil wird in Schnee, dessen Temperatur — 71° beträgt, verwandelt und mit dem Strahl in den Brandherd geschleudert.

Bemerkt sei hier noch, daß die über Tage mehrfach gebrauchten, mit Tetrachlorkohlenstoff arbeitenden Löscher unter Tage nicht gebraucht werden dürfen, weil sie giftige Gase entwickeln.

Die Eignung der vorstehend genannten Handfeuerlöscher ist verschieden, je nachdem es sich bei dem Brande um feste oder flüssige Körper oder auch um Einrichtungen, die unter elektrischer Spannung stehen, handelt. Auch die dauernde Betriebsbereitschaft der Geräte ist verschieden zu bewerten. Die Naßlöscher sind hauptsächlich zum Ablöschen brennender, fester Körper geeignet, da sie eine gute Tiefenwirkung haben. Dagegen bewähren sie sich zum Ablöschen von Flüssigkeiten weniger. Da der Löschstrahl den elektrischen Strom leitet, sind sie zum Ablöschen brennender elektrischer Einrichtungen, die unter Spannung stehen, nicht zu gebrauchen. Die Schaumlöscher sind etwa ähnlich einzuschätzen. Die Trockenlöscher sind an sich sowohl bei Bränden fester und flüssiger Körper als auch bei denjenigen von elektrischen Einrichtungen brauchbar, da ihr Strahl nicht leitend ist. Die Tiefenwirkung gegenüber brennenden festen Körpern ist geringer als die der Naßlöscher.

Für eine dauernde Betriebsbereitschaft ist bei allen Geräten eine gewisse Überwachung des jeweiligen Zustandes erforderlich. Durch Verstopfungen der Öffnungen und der Ventile, durch Sinken des Gasdruckes bei den mit Druckgas arbeitenden Geräten, durch Gefrieren der Flüssigkeit während starken Frostes bei den Naßlöschern und durch ähnliche Vorgänge kann die Gebrauchsfähigkeit in Frage gestellt werden. Zeitweilige Nachprüfungen sind also zweckmäßig.

**11. — Abbau, Umfahren, Ersäufen des Brandherdes.** Das Ablöschen eines Flözbrandes ist oft durch die Lage des Herdes tief im Flöze außerordentlich erschwert. Wenn die anderen Mittel nicht zum Ziele führen oder nicht anwendbar sind, kann der Abbau des Brandherdes selbst die letzte Rettung sein. Hierzu entschloß man sich z. B. auf Zeche Vondern I/II bei Oberhausen bei einem Flözbrande, der im Schachtsicherheitspfeiler selbst wütete<sup>1)</sup>. Da die zunächst versuchten Mittel der Abdämmung und der Erstickung des Brandes durch Stickgase versagten und ein Ersäufen wegen Zerklüftung des Gebirges unmöglich war, drang man in den in einem etwa 2 m mächtigen Flöze liegenden Brandherd selbst ein und baute unter fortwährendem Ablöschen der glühenden Kohle diese in einzelnen Abbaustößen ab, worauf man jeden einzelnen sofort mit Schlackensand zuschlammte. Die Arbeiten waren

<sup>1)</sup> Glückauf 1911, Nr. 46, S. 1789 u. f.; Hasse: Der Grubenbrand im Schachtsicherheitspfeiler der Schachtanlage Vondern I/II bei Oberhausen.

wegen der großen Hitze zwar außerordentlich schwierig, gelangen aber vollständig und führten zum Ziele.

Falls auch der unmittelbare Abbau des Brandherdes unmöglich ist, kann man diesen bei günstiger Lage ringsum umfahren und die geschaffenen Hohlräume sodann durch Spülversatz dicht verfüllen, so daß wenigstens ein Übergreifen des Brandes auf die benachbarten Flözteile unmöglich gemacht wird.

In Unterwerksbauen kann das Ersäufen des Brandes gelegentlich mit Aussicht auf Erfolg benutzt werden. Unter Umständen müssen bei hartnäckigen Bränden auch ganze Sohlen oder die gesamte Grube unter Wasser gesetzt werden. Freilich hat das Ersäufen mehrfach nur vorübergehend zum Ziel geführt, da nach erfolgter Stümpfung der Brand wieder ausgebrochen ist. Es ist nämlich zu beachten, daß die Ursachen des Brandes durch das zeitweilige Ersäufen nicht beseitigt zu sein brauchen und daß vielmehr die bei der Stümpfung des Wassers tief in alle Klüfte und Risse wieder eindringende frische Luft der Anlaß zu erneuter Selbsterhitzung der Kohle werden kann.

**12. — Verschlämmung des Brandes.** Von der Verschlämmung kann man ohne weitere Vorkehrungen dann Gebrauch machen, wenn die vom Brande bedrohten Grubenräume ausgemauert oder betoniert sind oder noch festes Gebirge zwischen Brandherd und Strecke ansteht. Man bohrt dann die Stöße an, führt in das Bohrloch ein Rohr ein, das in beliebiger Weise gegen die Bohrlochwandung abgedichtet wird, und spült nun Lehm, Sand oder Kalkmörtel in den Brandherd, wie man dies z. B. mit gutem Erfolge auf einer chinesischen Grube der Shantung-Bergbau-Gesellschaft getan hat<sup>1)</sup>. Auch im böhmischen Braunkohlenbergbau hat man das Verfahren häufig benutzt<sup>2)</sup>.

Aber auch bei nicht mit Mauerung oder Beton ausgebauten Strecken kann man sich die Möglichkeit der Verschlämmung der Streckenstöße dadurch schaffen, daß man eine den Wiederaustritt des eingeführten Schlammes verhindernde Streckenauskleidung behelfsmäßig herstellt. Dies kann z. B. so geschehen, daß die Türstöcke mit festgenageltem Wetterleinen überspannt werden und danach der zwischen dem Leinenverzug und Streckenstoß verbleibende Raum mit Ton oder auch mit Heu ausgestampft wird. Diese Auskleidung braucht nicht etwa dicht zu sein, sie soll nur den festen Schlamm zurückhalten und das Wasser abfiltrieren. Auf französischen Gruben hat man so das Verschlämmen von Bränden in großem Umfange mit ausgezeichnetem Erfolge durchgeführt<sup>3)</sup>. Hier benutzte man als einzuspülende Stoffe vorzugsweise Flugasche und feine Sande, denen 20—25 % Ton beigemischt wurden. Der Tongehalt macht den Abschluß dichter. Fließt der Schlammstrom leicht

<sup>1)</sup> Glückauf 1908, Nr. 44, S. 1564 u. f.; Dr. Brücher: Bekämpfung von Grubenbränden mit Hilfe des Lehmspülverfahrens.

<sup>2)</sup> Zeitschr. d. Zentral-Verb. d. Bergb.-Betriebsleiter 1910, Nr. 24, S. 583 u. f.; R. Kupka: Eine neuartige Kalkschlammpumpe; — ferner ebenda 1914, Nr. 19, S. 421 u. f.; Hruška: Alaunverfahren zur Bekämpfung von Brühungen usw.; — ferner Kompaß 1931, Nr. 1, S. 4; Dr. Matthiass: Maßnahmen zur Bekämpfung von Grubenbrand.

<sup>3)</sup> Rev. de l'ind. min. 1927, Nr. 148, S. 65 u. f.; Abadie: Lutte contre les feux de mines; — ferner ebenda Nr. 150, S. 109 u. f.; Max: Note sur un appareil d'embouage etc.

ab, so sind auch gröbere Versatzstoffe zulässig; je mehr der Widerstand wächst, um so feinere Aufschlämmungen müssen gewählt werden. Die Herstellung des Schlammes geschieht unter Tage in Mischmaschinen. Am günstigsten liegen die Verhältnisse, wenn die Bereitung des Schlammes 10—40 m über

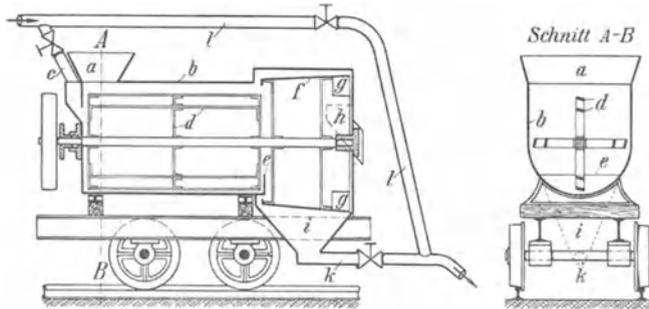


Abb. 837. Schlammischer.

dem Brandherde stattfinden kann, so daß der Schlammstrom durch Eigen- gewicht dem Brandherde zufließt. Dies schließt aber nicht aus, daß am Ende der Leitung der Schlamm wieder einige Meter aufwärts geführt werden kann. In anderen Fällen ist zwischen Mischgefäß und Brandherd noch eine Schlamm- pumpe einzuschalten. Die Leitungen haben 60 mm lichten Durch- messer, wobei die größten Versatzstücke nicht über 10 mm Durchmesser haben dürfen. Das Verhältnis der Wassermenge zum Versatz schwankt zwischen 1 : 1 und 4 : 1.

Abb. 837 zeigt in vereinfachter Darstellung einen Schlammischer. Der Ver- satzstoff wird durch den Trichter *a* eingefüllt und trifft in dem Gefäß *b* mit

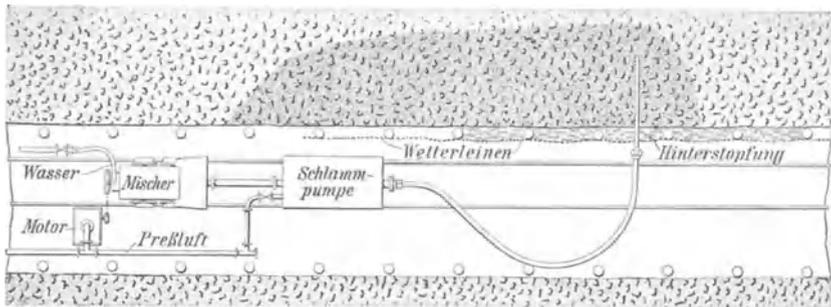


Abb. 838. Verschlämmen eines Streckenstoßes.

dem durch die Frischwasserleitung *c* zugeführten Wasser zusammen, wo er durch das Rührwerk *d* zu Schlamm verrührt wird. Über das Blech *e* hinweg gelangt dieser in eine Siebtrommel *f*, die alle mehr als 10 mm messenden Stücke zurück- hält und mittels des Becherwerks *g* und Trichters *h* austrägt, während der feine Schlamm über den Ausflußtrichter *i* durch das Rohr *k* zum Brandherde fließt. Die Umflußleitung *l* gestattet, die Ausflußrohre mit frischem Wasser nachzuspülen, um in ihnen die Stopfenbildung zu vermeiden. Abb. 838 zeigt

ebenfalls schematisch die Anwendung des Verfahrens mit einer zwischen Mischer und Brandherd eingeschalteten Schlammpumpe, wobei der Streckenstoß durch Wetterleinenverzug mit Hinterstopfung ausgekleidet ist.

In wenig tiefen Braunkohlengruben kann ein Brandherd auch von über Tage her durch Stoßen von Bohrlöchern aufgeschlossen und von diesen aus verschlämmt werden<sup>1)</sup>.

**13. — Abdämmung.** Das meist gebrauchte Brandbekämpfungsmittel ist eine schnelle und enge Abdämmung des Brandherdes, um dem Brande jede Luftzufuhr zu unterbinden und ihn durch die Brandgase selbst zu ersticken. Je näher die Dämme an die Brandstelle herangerückt werden können, um so besser ist die Wirkung, mit einer um so geringeren Zahl der Dämme kommt man aus, und um so geringer ist die Beeinträchtigung des sonstigen Betriebes. Das Schlagen der Dämme geht unten, wo die frischen Wetter zuströmen, unter weniger Schwierigkeiten vonstatten als oben auf dem Abströmungswege der Brandgase. Man pflegt deshalb unten mit der Abdämmung zu beginnen, sucht aber auf der Abströmungsseite möglichst schnell zu folgen. Häufig wird man hier mit Atmungsgeräten zu arbeiten gezwungen sein (s. diese). Wo bei dem Stocken der Wetterführung nach Unterbrechung des Stromes Brandgas- oder Schlagwetterexplosionen befürchtet werden, wird darauf geachtet, daß die Dämme oben und unten gleichzeitig geschlossen werden. Man kann dann die Mannschaften auch gleichzeitig zurückziehen. Zum Schutze gegen die Wirkung und Fortpflanzung etwaiger aus den Dämmen herausschlagenden Explosionen ist es zweckmäßig, möglichst große Gesteinstaubmengen in der Form von Sperrn, Streuung oder Anhäufung auf der Sohle in der Nähe der Abdämmungspunkte unterzubringen.

Die Wiedereröffnung der Dämme darf erst geschehen, wenn aus der Zusammensetzung der Brandgase (s. Ziff. 20) das Erlöschen des Brandes mit Sicherheit gefolgert werden kann. Dies wird in der Regel der Fall sein, wenn die Wetterproben mindestens 4 Wochen lang einen hohen Kohlensäure- und einen niedrigen Sauerstoffgehalt aufweisen. Man öffnet unter besonders vorzuschreibenden Sicherheitsmaßnahmen zuerst die Dämme der Wettersohle, dann diejenigen im einziehenden Strome.

Man unterscheidet zwischen Hilfsdämmen und Dämmen für den endgültigen Abschluß.

**14. — Hilfsdämme.** Bei den Hilfsdämmen kommt es auf tunlichst schnelle Herstellung, weniger auf Haltbarkeit und völlige Wetterdichtigkeit an. Durch Schlagen der Hilfsdämme will man den Brand vorläufig einengen, um für die Herrichtung und Fertigstellung der dauernden Dämme die erforderliche Zeit zu gewinnen.

Hilfsdämme pflegt man meist aus Holzbrettern oder Betonbohlen zu errichten. An zwei oder mehrere in einer Linie quer durch die Strecke aufgestellte Stempel wird ein Brettverschluss genagelt, der mit Mörtel berappt wird. Oder man stellt 2 Stempelreihen in kurzer Entfernung voneinander auf und bildet zwei Brettverschlüsse, um den Zwischenraum mit Letten, Lehm, Kohlenklein od. dgl. auszufüllen. Man hat auch den Raum zwischen den Verschlüssen mit grobem Bergeversatz verfüllt und sodann durch Einblasen von

<sup>1)</sup> Braunkohle 1923/24, Nr. 31, S. 572 u. f.; G. K a i n: Ursache, Verhütung und Bekämpfung von Flözbränden beim Braunkohlentiefbau.

Gesteinstaub abgedichtet. Betonbohlenwände lassen sich nach Abb. 839 sehr schnell errichten<sup>1)</sup>, wenn die erforderlichen Betonplatten vorrätig gehalten werden. Auch durch Dämme aus aufgeschichtetem Pferdemit, Waschbergen usw. hat man sich vorläufig geholfen.

15. — Dämme für den endgültigen Abschluß. Dämme für den endgültigen Abschluß pflegt man aufzumauern, nachdem man die Stöße und die Firste tief eingeschlitzt hat, um Anschluß an gesundes Gebirge zu gewinnen. Man gibt solchen Dämmen eine Stärke von etwa 0,5 m, an druckhaften Stellen aber mehr, sogar bis zu 2—3 m. Auf volles Ausfüllen aller Fugen mit Mörtel ist zu achten. Man mauert, nötigenfalls unter Zuhilfenahme von Atmungsgeräten, zweckmäßig von beiden Seiten der Mauer. Besonders ist dies wichtig, um einen guten Anschluß des Mauerwerks an die

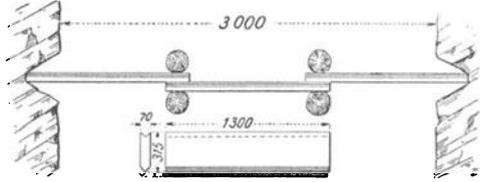


Abb. 839. Hilfsdamm aus Betonbohlen.

Firste zu erhalten. Damit die Leute zurück können, läßt man unten nach Abb. 840 vorläufig ein Mannloch offen, das ganz zuletzt von der freien Seite her geschlossen wird. Auch kann statt dessen ein fahrbares Rohr mit Verschußdeckel eingemauert werden. Die anschließenden Streckenstöße werden zweckmäßig auf 4—6 m Länge mit Zement bespritzt, um ein Durchdrücken der Gase durch die Gebirgsklüfte tunlichst zu verhindern.

Bei Verwendung von Betonplatten nach Abb. 839 werden für den endgültigen Abschluß zwei Wände in 15—20 cm Abstand in der Weise hochgeführt, daß nach Einbau des hinteren Dammes der vordere stückweise fertiggestellt wird, wobei man gleichzeitig den Zwischenraum mit angefeuchtetem Sand, dem im Mischungsverhältnis 12:1 Zement zugesetzt wird, ausstampft. Ein solcher Beton-  
damm läßt sich gegenüber einem gleichwertigen Mauerdamm etwa in der halben Zeit mit zwei Drittel der Kosten herstellen. Bei Firstenbränden muß die Strecke, falls sie weiter benutzt wird, auf größere Längen in ein vollständig ringförmig geschlossenes Mauergewölbe gesetzt werden.



Abb. 840. Herstellung eines Mauerdammes mit Mannloch unter Verwendung eines Druckschlauch-Atmungsgerätes.

Statt der Mauerdämme kann man auch Dämme aus übereinander geschichteten, in der Streckenrichtung längsgelegten Hölzern von etwa 1 m Länge aufführen (Klötzeldämme), deren Fugen mit Kalk, Asche oder Letten ausgefüllt werden. Solche Dämme haben den Vorzug, bei Druck im

<sup>1)</sup> Berg- u. Hüttenm. Rundsch. 1913, Nr. 17, S. 216; Feuerfester Wetterdamm aus Zementplatten.

Gebirge immer dichter zu werden. Andererseits hat jede Verwendung von Holz den Nachteil, daß der Damm selbst feuergefährlich wird, falls er später mit in den Brandbereich kommt.

Überall, wo Brandgefahr zu befürchten ist, muß man die Stoffe zum schnellen Schlagen der Dämme (Stempel, Bretter, Nägel, Ziegel, Mörtel, Werkzeuge usw.) vorrätig halten.

Eine besonders zweckmäßige Art der Dammherstellung ist auf Grube Radbod bei Hamm, die viel unter Bränden zu leiden hat, ausgebildet worden. Über Tage werden ständig mit 40—50 kg Waschbergen gefüllte Drahtsäcke in genügender Zahl bereit gehalten, die schnell heranbefördert und an Ort und Stelle von Hand zu Hand weitergereicht werden können. Dem Feuer zunächst wird rasch mit Hilfe der Bergesäcke ein  $1\frac{1}{2}$ —2 m breiter Damm *a* (Abb. 841) aufgeschichtet und so ein vorläufiger Schutz geschaffen. Alsdann wird anschließend an diesen Schutzdamm hinter einer Trockenmauerung *b* ein etwa 2,5—3 m breiter Damm *c* aus Bergen und Sand hergestellt. Die eigentliche Abdichtung erfolgt schließlich durch einen Mauerdamm *d*, der

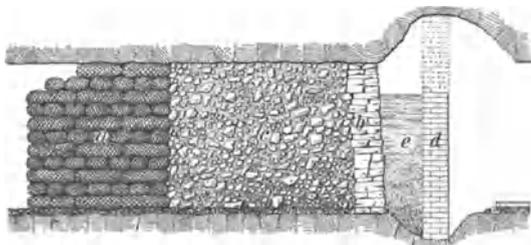


Abb. 841. Branddamm mit einem aus Bergesäcken hergestellten Schutz.

tief in das Liegende, die Stöße und die Firste eingelassen wird, um Anschluß an das feste Gebirge zu erhalten. Während des Hochziehens der Mauerung wird der zwischen dem Trocken- und dem Mauerdamm verbliebene Zwischenraum von etwa  $\frac{1}{2}$  m Breite mit einer feinen Schlamm- oder Zementtrübe *e* gefüllt erhalten, so daß der Schlamm von hier aus in alle verbliebenen Risse und Spalten der Mauerung wie des Trockendamms eindringt und so eine vorzügliche Abdichtung herstellt.

Die Dämme müssen einer ständigen Beobachtung unterworfen werden, damit entstandene Risse nachgedichtet werden können. Auch ist es zweckmäßig, die Gase des Brandfeldes in bestimmten Zwischenräumen zu untersuchen. Zur Probenahme werden in den Dämmen zweckmäßig Rohre mit Ventilen oder Hähnen vorgesehen.

Die Dämme müssen einer ständigen Beobachtung unterworfen werden, damit entstandene Risse nachgedichtet werden können. Auch ist es zweckmäßig, die Gase des Brandfeldes in bestimmten Zwischenräumen zu untersuchen. Zur Probenahme werden in den Dämmen zweckmäßig Rohre mit Ventilen oder Hähnen vorgesehen.

**16. — Brandtüren.** Will man sich die Zugänglichkeit der abgesperrten Räume erhalten, so mauert man eiserne Türen ein. Statt ihrer kann man auch Betontüren anwenden, die so hergestellt sind, daß man einen eisernen Rahmen von 40 mm hohen  $\square$ -Eisen, der durch diagonale Eisenbänder verstärkt ist, mit Beton in einer Mischung von 8:1 ausstampft. Solche Türen werden bei großer Hitze nicht glühend und sind erheblich billiger als eiserne, aber auch mehr als doppelt so schwer.

Türen in den Branddämmen sind insbesondere nötig, wenn man das Brandfeld allmählich durch Verschieben der Dämme einengen will. Man läßt dann Leute, die mit Atmungsgeräten ausgerüstet sind, über den Damm hinaus vordringen und durch sie in einiger Entfernung einen neuen, mit Tür versehenen Damm setzen. Ist die Arbeit gelungen, so kann der erste Damm

entfernt werden. So kann der Vorgang immer von neuem wiederholt werden. Solche Aufwältigungen ausgedehnter Brandfelder sind mehrfach in Österreich vorgenommen worden<sup>1)</sup>.

**17. — Wandernde Schlammdämme.** Gleichzeitig mit der Verschlämmung der Streckenstöße hat man auf französischen Gruben wandernde Schlammdämme angewandt, mit deren Hilfe die sofortige Wiedereinengung des zunächst durch die Dämme aufgegebenen Feldesteiles in Angriff genommen wird<sup>2)</sup>. Zum ersten Schutze gegen das Feuer wird zunächst nur ein Hilfsdamm gesetzt. Sofort nach Fertigstellung wird ein Rohr nahe unter der Firste durch den Damm gesteckt und die Strecke unmittelbar hinter dem Damm mit Hilfe der Verschlammungseinrichtungen (s. Ziff. 12) bis obenhin vollgespült. Sobald der so gebildete Schlammdamm auf einige Meter Länge Anschluß an die Firste gefunden hat, wird der zuerst gestellte Hilfsdamm entfernt. Nun wird das Schlammrohr unter der Firste in der Richtung auf den Brand nachgestoßen, bis seine Mündung wieder freiliegt. Es wird dann erneut Schlammversatz eingespült und so der Damm verlängert, während er an der dem Brand abgewandten Seite allmählich wieder abgetragen wird, wobei die gewonnenen Versatzstoffe neu eingeschlämt werden. Man erhält auf diese Weise in der Strecke einen fortschreitenden Spülversatz, der ohne Gefahr für die Leute und ohne jede Verzögerung sofort den Brandbezirk wieder zu erobern gestattet.

**18. — Stoßabdichtungen.** Bisweilen kann es gelingen, den Brand statt durch eine größere Anzahl gewöhnlicher Dämme (Querdämme) durch Stoßverkleidungen (Längsdämme), wie sie schon in Ziff. 5 erwähnt sind, eng einzuschränken.

Abb. 842 veranschaulicht einen solchen, auf Zeche Shamrock I/II vorgekommenen Fall. In der Nähe einer Störung war auf einem steil stehenden Flöze ein Firstenbrand an der mit *B* bezeichneten Stelle ausgebrochen. Um nun nicht eine größere Fläche abdämmen zu müssen, mantelte man das gefährdete Feldestück ein. Dies

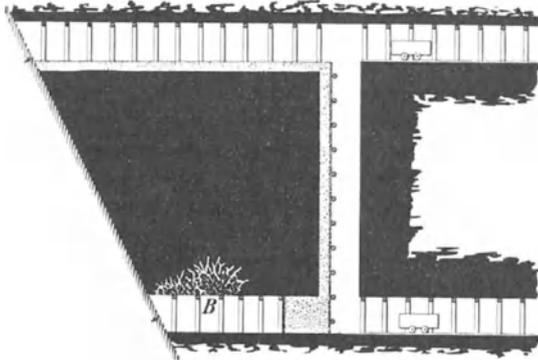


Abb. 842. Bekämpfung eines Grubenbrandes durch Einmanteln des betroffenen Feldestückes.

geschah dadurch, daß man in der unteren Strecke einen Lettendamm herstellte und von hier aus beginnend einen starken Bretterverschlag in dem Überhauen hochführte, den man mit Letten dicht hinterstampfte. In der

<sup>1)</sup> Österr. Zeitschr. f. Berg- u. Hütt.-Wes. 1885, Nr. 38, S. 569 u. f.; J. Mayer: Einiges über die Explosion schlagender Wetter am Wilhelmschachte usw.; — ferner ebenda 1895, Nr. 24, S. 311 u. f.; J. Kohout u. J. Pilař: Gewaltigungsarbeiten in dem Steinkohlenbergbau zu Karwin.

<sup>2)</sup> S. den auf S. 750 in Anm. <sup>3)</sup> angegebenen Aufsatz von Abadie.

oberen Strecke wurde die Sohle nach Gewinnung eines Kohlenstreifens mit Letten aufgefüllt.

**19. — Wirkung der Abdämmung. Zufuhr von Wasser und Kohlensäure.** Es ist unmöglich, die Branddämme so dicht zu machen und zu erhalten, daß jeder Luftein- und -austritt in das und aus dem Brandfelde verhindert wird. Insbesondere wird bei Abkühlung der Wetter im Brandfelde oder bei steigendem Barometerstande die Frischluft Zugang zum Felde finden, während bei Ausdehnung des Brandes und Erwärmung der Wetter oder bei sinkendem Luftdruck Brandgase und matte Wetter austreten werden. Aus der Beobachtung der Branddämme unter Berücksichtigung des Barometerstandes wird man deshalb bereits Rückschlüsse auf das Verhalten des Brandes ziehen dürfen. In jedem Falle ist bei plötzlich sinkendem Barometerstande besondere Vorsicht am Platze. Unter günstigen Umständen wird durch die Abdämmung immerhin der Luftwechsel so stark behindert, daß ein allmähliches Ersticken des Brandes eintreten kann. Gasanalysen (s. Ziff. 20) geben hierüber einen annähernden Aufschluß. Um die Wirkung der Abdämmung zu beschleunigen, hat man mehrfach Wasser in das Brandfeld gespritzt oder einströmen lassen. Als Folgen sind bisweilen Brandgasexplosionen eingetreten. Die Vorgänge sind so zu erklären, daß die durch das Wasser bewirkte Abkühlung im Brandfelde einen starken Unterdruck und damit ein vermehrtes Ansaugen von Frischluft erzeugte, wodurch das Gasgemisch hinter dem Damm wieder explosionsfähig gemacht wurde. Man wird deshalb mit der Anwendung des Wassers sehr vorsichtig sein müssen. Dagegen ist das Einströmen lassen von Kohlensäure in das Brandfeld unbedenklich, falls nicht etwa Nachbarbetriebe durch ein Übertreten von  $\text{CO}_2$  gefährdet werden. Von dem Verfahren hat man öfter teils mit, teils ohne Erfolg Gebrauch gemacht<sup>1)</sup>. Das Mittel dürfte angebracht sein, wenn man in der Lage ist, die Kohlensäure in größeren Mengen durch eine bequem gelegene Leitung dem Brandherde unmittelbar zuzuführen. Die günstige Wirkung wird weniger in einem unmittelbaren Ablöschen des Brandes als darin zu suchen sein, daß durch die Kohlensäure ein Ansaugen und Zuströmen frischer Luft zum Brandherd verhindert wird. Diese Wirkung wird namentlich dann erwünscht und von Wichtigkeit sein, wenn die Abdämmung an sich nicht dicht genug ist, um das Feuer zu ersticken.

An Stelle der Kohlensäure kann auch Stickstoff benutzt werden; doch wird meist  $\text{CO}_2$  leichter und in größeren Mengen erhältlich sein.

### C. Die bei Bränden auftretenden Gase.

**20. — Brandgase, Brandwetter, Brandgasexplosionen<sup>2)</sup>.** Die in einem Brandfelde abgedämmten Gase nennt man „Brandgase“; treten diese in den Wetterstrom der Grube über, so spricht man von „Brandwettern“.

Die Zusammensetzung der Brandgase hängt zunächst von der Entwicklung des Brandes ab. Im ersten Entwicklungsabschnitt ist, wenn es sich um

<sup>1)</sup> Glückauf 1922, Nr. 37, S. 1129; Löschen eines Grubenbrandes auf der Schachanlage Westerholt mit Hilfe von Kohlensäure; — ferner Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1925; Das Grubensicherheitswesen in Preußen im Jahre 1924, S. B 309.

<sup>2)</sup> S. den auf S. 741 in Anm. <sup>1)</sup> aufgeführten Bericht, S. 419 u. f.

Selbstentzündung handelt, die Sauerstoffzufuhr beschränkt. Es tritt dabei nur ein Schwelen der Kohle ein (Schwelabschnitt). Die Brandgase sind durch hohen Gehalt an Kohlenoxyd, Wasserstoff und Kohlenwasserstoffen gekennzeichnet, während der  $\text{CO}_2$ -Gehalt bis etwa 3% ansteigt.

Im zweiten, nämlich dem Verbrennungsabschnitt, kommt es zum Aufblenden des Feuers; die brennbaren Gase verbrennen zu Kohlensäure, so daß diese vorwiegt und bis zu 6% beträgt.

Im dritten Abschnitt (Erlöschungsabschnitt) reichern sich die Gase weiter an Kohlensäure bis zu 15% an und werden an brennbaren Gasen immer ärmer, falls nicht ohnehin Grubengasentwicklung vorhanden ist.

Durch die Probenahme verwischt sich allerdings dieses Bild sehr, da stets Gemische der drei Abschnitte oder auch Gemische der Brandgase mit atmosphärischer Luft auftreten werden. Zum Beispiel wurden bei einem Brande folgende Proben genommen:

	im frischen Wetterstrom in der Nähe des entstehenden Brandes %	aus dem Brandfelde nach mehrwöchentlicher Abdämmung %
$\text{O}_2$	19,5	11,8
$\text{N}_2$	79,0	79,6
$\text{CO}_2$	0,9	6,0
CO	0,006	1,1
Sonstige brennbare Gase (ohne CO)	0,6	1,5

In 64 Brandgasanalysen von oberschlesischen Gruben hat Dr. L. Wein folgende Mindest- und Höchstgehalte der in der Zusammenstellung aufgeführten Gase gefunden<sup>1)</sup>:

	nicht brennbar			brennbar				brennbare Gase zusammen
	$\text{O}_2$ %	$\text{CO}_2$ %	$\text{N}_2$ %	CO %	$\text{H}_2$ %	$\text{CH}_4$ %	$\text{C}_2\text{H}_2$ u. $\text{C}_2\text{H}_4$ %	%
Mindestgehalt	0,05	0,1	65,4	0,01	0,01	0,02	Spuren	0,04
Höchstgehalt	20,6	15,6	93,5	7,7	7,3	8,4	0,5	20,5

Hiernach sinkt der Sauerstoffgehalt unter Umständen bis annähernd auf Null; der Kohlensäuregehalt kann demgegenüber bis auf etwa 15 und der Stickstoffgehalt bis rd. 93% steigen. Der letztere schwankt dabei in weiten Grenzen, da der festgestellte Mindestgehalt 65,4% ist.

Der Kohlenoxydgehalt insbesondere hat in den 64 Proben betragen

1 mal mehr als 7%
4 „ 1,5–3%
4 „ 1,0–1,5%
7 „ 0,5–1,0%
21 „ 0,1–0,5%
42 „ weniger als 0,1%.

<sup>1)</sup> Glückauf 1921, Nr. 28/29, S. 653 u. f.; Dr. L. Wein: Die chemische Zusammensetzung der Grubenbrandgase und ihre Bewertung für die Bekämpfung des Grubenbrandes.

Frei von Kohlenoxyd ist keine Brandgasprobe gefunden worden<sup>1)</sup>.

Wasserstoff ist ebenfalls stets vorhanden und steht in der Regel unter den brennbaren Bestandteilen an erster Stelle. Methan ist fast durchweg stärker vertreten als Kohlenoxyd. In schlagwetterführenden Gruben kann selbstverständlich ein viel höherer Methangehalt, als in der Zusammenstellung angegeben, erwartet werden.

In jedem Falle ist es unsicher, aus der Zusammensetzung der Brandgase auf ein dauerndes Erlöschen des Brandes zu schließen. Ein ausgedehnter Brandherd kühlt schwer ab und wird durch Zutritt frischer Luft leicht wieder zum Aufflammen gebracht, selbst wenn er schon lange die Fähigkeit, sich weiter zu fressen, verloren hatte.

Brandgasexplosionen sind mehrfach im Verlaufe von Bränden vorgekommen. Früher hielt man sie für Kohlenoxyd-Explosionen; doch erscheint das Auftreten von Kohlenoxyd in solchen Mengen, daß das Gemisch mit Luft explosibel wird, ausgeschlossen. Die Explosionen sind also auf andere brennbare Gase, insbesondere Wasserstoff, Methan und schwere Kohlenwasserstoffe, zurückzuführen.

## II. Atmungsgeräte<sup>2)</sup>.

**21. — Einleitung.** Es kommt im Grubenbetriebe nicht selten vor, daß Arbeiten in giftigen (insbesondere CO-haltigen) oder in unatembaren Gasen, z. B. zum Zwecke der Abdämmung und der Löschung von Bränden, verrichtet werden müssen. Weiter strömen bisweilen giftige oder unatembare Gase aus dem Gebirge (z. B. Schwefelwasserstoffgas oder Kohlensäure) in solcher Stärke aus, daß die regelmäßige Wetterführung nicht genügt und der Fortbetrieb der Arbeiten auf die gewöhnliche Weise zur Unmöglichkeit wird. Nach größeren Unglücksfällen, wie Grubenbränden, Schlagwetter- und Kohlenstaubexplosionen, kommt es ferner darauf an, möglichst schnell in die Nachschwaden vorzudringen, um Verletzte und Betäubte zu retten oder um durch Wiederherstellung einer geordneten Wetterführung der vielleicht abge schnittenen und gefährdeten Belegschaft eines Feldesteiles Hilfe zu bringen. Diese Aufgaben haben die Einführung von sog. Atmungs- oder Rettungsgeräten zur Folge gehabt.

Die Atmungsvorrichtungen lassen sich wie folgt einteilen:

1. Filtergeräte,
2. Schlauchgeräte,
3. freitragbare Sauerstoffgeräte, und zwar
  - a) Geräte ohne Wiederbenutzung der Ausatemungsluft (Flüssige-Luft-Geräte),
  - b) Geräte mit Wiederbenutzung der Ausatemungsluft.

Die letzteren Geräte wieder können in solche mit verdichtetem, gasförmigem und in solche mit chemisch gebundenem Sauerstoffvorrat gegliedert werden.

<sup>1)</sup> Zu vergl. I. Band, 6. Aufl., 5. Abschnitt: „Kohlenoxyd“.

<sup>2)</sup> W. Haase-Lampe: Handbuch für das Grubenrettungswesen (Lübeck, Rahtgens), Bd. I u. II, 1924, u. Bd. III, 1929; — ferner G. Ryba: Handbuch des Grubenrettungswesens (Leipzig, Felix), 1929.

## A. Filtergeräte.

**22. — Kohlenoxydfilter.** Vorläufer der Filtergeräte waren die einfachen Atmungsmasken, die ein Filter zum Auffangen von Staub oder, mit Natronkalk oder Essig getränkt, zur teilweisen Befreiung der Einatemluft von der Kohlensäure besaßen. Infolge der Kriegserfahrungen hat man die Atmungsmasken dadurch verbessert, daß man den Filtern Einsätze zur Bindung verschiedener giftiger Gase gab. Für den Bergbau war von besonderer Wichtigkeit, das Kohlenoxyd aus der Einatemluft zu beseitigen. Dies ist in befriedigender Weise gelungen. Die aus Metall- (Kupfer- und Mangan-) Oxyden bestehende Filtermasse wirkt beim Durchgange der Luft als Katalysator auf das CO ein, so daß dieses unter Verbrauch von Sauerstoff zu Kohlensäure mit erheblicher Wärmeerzeugung verbrennt. Die Metalloxyde behalten so lange ihre eigentümliche Wirksamkeit, als sie nicht feucht werden. Es müssen ihnen also trocknende Einsätze vorgeschaltet werden. Auch ist für gasdichte Aufbewahrung Sorge zu tragen. Die Atmung kann Mundatmung oder Masken- (Nasen-) Atmung (s. Abb. 843) sein (vgl. Ziff. 35).

Der Gebrauch des Filtergeräts setzt einen Sauerstoffgehalt der Luft von mindestens etwa 15% voraus, der nach großen Schlagwetter- und Kohlenstaubexplosionen in der Grube oder in Brandfeldern nicht überall vorhanden ist. Das Filter wird also niemals ein für alle Verhältnisse im Bergbau brauchbares Gerät sein können. Immerhin gibt es Fälle, wo im wesentlichen nur eine Kohlenoxydgefahr und kein Sauerstoffmangel besteht. Zum Beispiel wird dies für die Herstellung und die Überwachung von Branddämmen, für Bergungsarbeiten aus Schießschwaden und aus örtlich eng begrenzten Explosionen zutreffen. Hier ist der Gebrauch solcher Kohlenoxydfilter durchaus empfehlenswert<sup>1)</sup>.

Auf einzelnen nordamerikanischen Gruben wird eine als Fluchtgerät aus CO-Gemischen zugelassene Maske sogar allen Bergleuten als „Selbstretter“ mitgegeben<sup>2)</sup>. Vorteilhaft ist hierbei das geringe Gewicht der Masken (0,6 kg) und der Umstand, daß ihr Gebrauch keinerlei Übung voraussetzt. Der Preis des Geräts beträgt 20—30  $\mathcal{M}$ .



Abb. 843. Degea-CO-Maske.

## B. Schlauchgeräte.

**23. — Saugschlauchgeräte.** Ein Saugschlauchgerät besteht aus einem einfachen Schlauche, dessen eines Ende mit einem Mundstück und 2

<sup>1)</sup> Bergbau 1928, Nr. 25, S. 301 u. f.; Meuß: Die Anwendungsmöglichkeiten der Filter-Gasschutzgeräte im Bergbau.

<sup>2)</sup> Kohle und Erz 1929, Nr. 17, S. 709 u. f.; Dr. Tübben: Das Selbstrettungsproblem im Bergbau; — ferner Coll. Guard. 1928, Nr. 3526, S. 335 u. f.; Katz und Forbes: Use of the miners' self rescuer.

Lippenventilen ausgestattet ist. Eine die Augen vor dem beizenden Rauche schützende Maske oder Brille pflegt die Ausrüstung des Mannes zu vervollständigen (Abb. 844). Der Träger saugt die Luft mit der Lunge durch den Schlauch aus einem nicht vergasten Raume durch



Abb. 844. Saugschlauchgerät des Drägerwerkes.

das Einatmungsventil *a* (Abb. 845) an und atmet sie über das Auslaßventil *b* wieder ins Freie aus. Naturgemäß ist die Länge des Schlauches wegen der Atmungswiderstände sehr beschränkt und beträgt nicht mehr als 10 bis höchstens 20 m. Schon bei derartigen Entfernungen, die ja in der Regel für den Grubenbetrieb viel zu gering sind, ist die Atmung behindert, so daß der Mann schwere Arbeiten nicht ausführen kann. Aus diesem Grunde haben die Saugschlauchgeräte keine größere Verbreitung gefunden.

**24. — Druckschlauchgeräte.** Besser haben sich dagegen die Druckschlauchgeräte bewährt. Sie bestehen aus Blasebalg, Schlauch und Gesichtsmaske oder Helm. Der Blasebalg muß in guten Wettern aufgestellt werden. Mit seiner Hilfe drückt der Bedienungsmann dem Träger der Atmungsvorrichtung frische Luft in reichlichem Maße nach, so daß dessen Atmungstätigkeit von der Arbeit des Ansaugens entlastet wird. Die Anpassung der Luftlieferung

an den Bedarf des Atmenden wird meist durch Zeichengeben ermöglicht.

Der Blasebalg ist gewöhnlich doppelt wirkend und besitzt eine Druckausgleichskammer, so daß ein gleichmäßiger und stoßfreier Luftstrom erzielt wird. Er ist in einem geschlossenen Gehäuse untergebracht. Meist wird seine Betätigung dadurch erleichtert, daß das Gehäuse liegend angeordnet wird, der Bedienungsmann auf ihm sitzt und einen hin- und herschwingenden Hebel bewegt (Abb. 846).

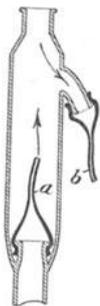


Abb. 845. Ein- und Ausatmungsventil an einem Saugschlauchgerät.

Die Gesichtsmaske besteht aus Blech, die Augenöffnungen sind mit einem Drahtgewebe überspannt. Am Rande der Maske befindet sich als Abdichtung ein aufblasbarer Gummischlauch (Pneumatik). Der statt der Maske benutzte Helm (auch Rauchkappe genannt) besteht gewöhnlich aus Leder, ist vorn mit einer gebogenen Scheibe oder auch mit aufklappbaren Fenstern versehen und schließt mit einem breiten Halskragen an die Schultern an. Die Abdichtung am Halse geschieht mit einer Schnur. Weder bei der Maske noch bei der Rauchkappe braucht auf besonders gute Abdichtung Bedacht genommen zu werden. Das Eindringen giftiger oder unatembarer

Gase in das Innere der Maske oder des Helmes wird vielmehr schon dadurch verhütet, daß die in reichlichem Überschuß nachgedrückte Frischluft zusammen mit der Ausatemungsluft in ununterbrochenem Strome durch die Undichtigkeiten (bei der Maske insbesondere auch durch die vor den Augen



Abb. 846. Druckschlauch-Atmungsgeräte der Firma C. B. König in Altona.

befindlichen Drahtsiebe) ins Freie entweicht. Der Schlauch mündet an Maske oder Helm in der Nähe des Mundes des Trägers aus, so daß der Mann frei mit der Nase atmen kann und weder Nasenklemme noch Mundstück gebraucht.

Durch Verwendung eines genügend weiten Hauptzuführungsschlauches, an den mehrere Schläuche angeschlossen werden, und eines entsprechend großen Blasebalges wird es ermöglicht, auch mehrere Leute gleichzeitig an eine Hauptleitung anzuschließen (Abb. 846). In der hier dargestellten Ausführungsform tragen die Leute leichte Lederkappen, in welche die Luftschläuche mit je 2 Zweigschläuchen einmünden. Der Schlauch wird auf eine Trommel aufgewickelt und mit dieser in einen Kasten gesetzt, der nebst dem Blasebalgbehälter in einem gewöhnlichen Förderwagen Platz findet.

Neuerdings sind mit gutem Erfolg mittels Strahldüsen betriebene Druckschlauchgeräte eingeführt (Abb. 847). Die Strahldüse wird durch verdichteten Sauerstoff oder hochgepreßte Luft aus Stahlzylindern betrieben und arbeitet mit einem Druck von 9 at, der aus der Vorratsflasche abgeleitet und durch ein Druckminderungsventil auf dieser Höhe gehalten wird. Die

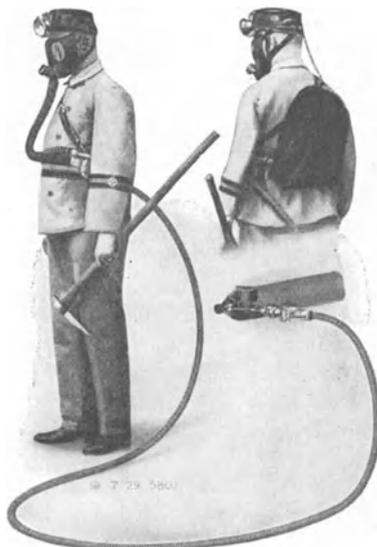


Abb. 847. Strahldüsen-Druckschlauchgerät des Drägerwerkes.

Leistung der Strahldüse ist so groß, daß bei einer Schlauchlänge bis 200 m noch 75 l Luft minutlich zum Träger geblasen werden können. Dieser trägt meist, um über einen gewissen, stets greifbaren Luftvorrat zu verfügen, auf dem Rücken einen Atmungsbeutel. Die Gebrauchszeit ist abhängig von dem zur Verfügung stehenden Preßgasvorrat.

Für größere Entfernungen als etwa 200 m von der Entnahmestelle der frischen Luft wird bei den Druckschlauchgeräten das Nachziehen des Schlauches zu lästig und die Gefahr für den Mann im Falle einer Zerstörung oder Verklemmung des Schlauches zu groß. Wenn so die Entfernung, in der die Geräte benutzt werden können, begrenzt ist, so ist andererseits die Benutzungsdauer unbeschränkt, insofern der Träger bis zu den Grenzen seiner Arbeitsfähigkeit überhaupt Arbeit leisten kann.

**25. — Anderweitige Luftzuführung.** Da überall in einer neuzeitlichen Steinkohlengrube Druckluftleitungen vorhanden zu sein pflegen, so liegt der Gedanke nahe, durch Anschluß an die Druckluft mit Hilfe besonderer Zweigleitungen den Arbeitern die erforderliche Atmungsluft zuzuführen, was auch öfter mit gutem Erfolge geschehen ist. Dabei muß naturgemäß zwischen Luftleitung und Schlauch ein Ventil eingeschaltet werden, um durch Drosselung den Luftüberdruck nach Bedarf herabdrücken zu können. Diese Drosselung reicht aus, so daß ein besonderes Druckverminderungsventil fortfällt; sie muß um so mehr vermindert werden, je höher der Luftwiderstand im Schlauche mit dessen zunehmender Länge anwächst.

Um möglichst schnell und an jeder beliebigen Stelle den Anschluß herstellen zu können, verwendet man nach dem Vorschlage des Bergwerksdirektors G. A. Meyer einfache Schellenbänder, die um die Rohrleitung gelegt und durch Schrauben angezogen werden, nachdem mit Hilfe eines Stahldorns ein Loch in die Rohrleitung geschlagen ist, an das der Schlauch anschließt.

### C. Freitragbare Sauerstoffgeräte.

**26. — Ältere Ausführungen.** Der Grundgedanke dieser Geräte ist der, daß ein gewisser Vorrat an Atmungsluft mitgeführt und durch einen Schlauch dem Träger dem Bedarfe entsprechend allmählich zugeführt wird. In der früheren Ausführungsform bestanden die Vorratsbehälter aus einem mit Luft gefüllten Ledersack oder einem Stahlbehälter, der mit gepreßter Luft gefüllt und infolgedessen eine größere Luftmenge herzugeben imstande war. Die ausgeatmete Luft wurde dabei entweder in den Sack zurückgeatmet, so daß dessen Luftinhalt sich rasch verschlechterte, oder mit Hilfe eines Ventils in die freie Atmosphäre ausgeatmet, wogegen ein zweites Ventil als Saugventil den Zutritt der Luft aus dem Behälter in den Atmungschlauch vermittelte. Mit Rücksicht auf das große Gewicht derartiger Apparate und die trotzdem nur geringe Benutzungsdauer ist man heute von ihnen abgekommen.

Eine andere Ausführungsform desselben Gedankens ist die Vorrichtung des österreichischen Ingenieurs Wanz, bei der an Stelle der Luft ein mit hochgespanntem Sauerstoff gefüllter Behälter mitgeführt wird. Auch diese Vorrichtung hat keine große Bedeutung erlangt; immerhin leitet sie zu den neueren Geräten hinüber, die sämtlich nicht atmosphärische Luft, sondern Sauerstoff benutzen.

### a) Sauerstoffgeräte ohne Wiederbenutzung der Ausatemluft.

27. — Flüssige-Luft-Geräte. In flüssiger Luft oder richtiger in flüssigem Sauerstoff, da hauptsächlich dieser verwandt wird, ist ein großer Sauerstoffvorrat auf einen sehr kleinen Raum zusammengedrängt, so daß der Gedanke, Sauerstoff in dieser Form für Atmungsgeräte zu benutzen, nahe lag. Freilich leiden solche Geräte an den Schwierigkeiten, die mit der Natur des flüssigen Sauerstoffs — insbesondere mit seiner tiefen Temperatur ( $-190^{\circ}\text{C}$ ) — verknüpft sind<sup>1)</sup>.

Die ersten brauchbaren Geräte dieser Art haben in gemeinsamer Arbeit der Bergwerksdirektor Sueß in Wittkowitz und der Direktor Schumann der Hanseatischen Apparatebauanstalt in Bremen geschaffen. Sie gaben dem Geräte den Namen Aërolith. Die Vorrichtung ist in Abb. 848<sup>2)</sup> schematisch dargestellt.

Der flüssige Sauerstoff wird in einen durch eine Daunenfederschicht und einen Holzmantel mit Lederüberzug gut gegen Wärmeaufnahme geschützten Behälter *a* (rechte Hälfte der Abbildung) gefüllt und hier durch Asbestwolle aufgesaugt. Während des Einfüllens durch die Öffnung *b* bleibt wegen der zunächst stürmisch einsetzenden Verdampfung der Entlüftungstutzen *c* offen. Bei der Benutzung des Gerätes ist letzterer geschlossen, und die infolge von Wärmeaufnahme ununterbrochen vergasende Luft wird durch eine frei um den Tor-nister geführte metallene Wellrohrleitung *d* von insgesamt 2 m Länge und einen Anschluß-

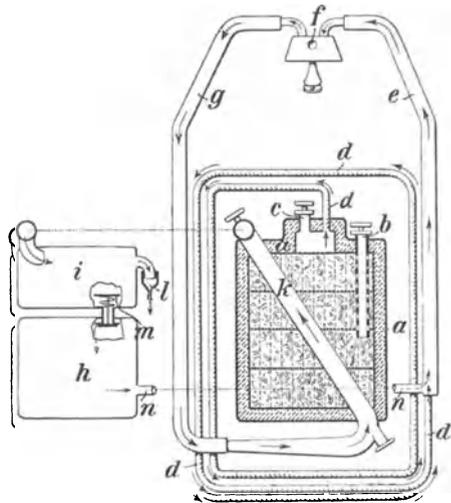


Abb. 848. Aërolith.

schlauch *e* bereits etwas erwärmt dem Mundstück *f* zugeführt. Die Ausatemluft fließt durch die Leitung *g* wieder zum Behälter der flüssigen Luft zurück, den sie in einem schräg hindurchgelegten Rohre *k* durchströmt, um hier ihre Wärme abzugeben. Auf diese Weise soll bei starker Arbeitsleistung und beschleunigter Atmung auch die Vergasung vermehrt und zwischen ihr und dem jeweiligen Luftbedarfe des Mannes eine Wechselwirkung hergestellt werden. Alsdann gelangt die Ausatemluft in die obere Abteilung *i* eines zweiteiligen Atmungsackes, aus dem sie bei genügendem Überdrucke durch ein Lippenventil *l* ins Freie entweicht. Der untere Teil *h* des Atmungsackes ist durch eine Zweigleitung *n* an das Frisch-

<sup>1)</sup> Über die Eigenschaften der flüssigen Luft und des flüssigen Sauerstoffs ist Band I, 6. Aufl., S. 289 u. f. (unter „Das Sprengluftverfahren“) zu vergleichen.

<sup>2)</sup> Schlägel und Eisen 1921, Nr. 11 u. 12, S. 15 u. f.; G. Ryba: Über die Verwendung verflüssigter atembare Gase usw.

luftrohr angeschlossen und dient als Vorratsbehälter für den Fall, daß die Gasentwicklung für Augenblicke ungenügend sein sollte. Für den gleichen Zweck sind außerdem noch beide Teile des Ausatmungsackes durch ein Ventil *m*, das sich gegen den unteren Ausatmungsack selbsttätig abschließt, bei erhöhtem Luftbedarf des Trägers aber öffnet, miteinander verbunden. Die hier vorhandene Luft ist zwar schon mit Kohlensäure angereichert, immerhin aber, da nicht alle vergaste Luft für die Atmung benötigt worden ist, nicht in solchem Maße, daß sie unatembar wäre. Die beiden Teile des Atmungsackes liegen zwischen Tornister und Rücken des Mannes. Eine Asbestmatte schützt den Rücken gegen die Kälte Wirkung.

Bei dem Drägerolith, dem Flüssige-Luft-Gerät des Drägerwerkes, wird zum Verdampfen des Sauerstoffs nicht unmittelbar die Wärme der Ausatemungs-luft, sondern diejenige der den Geräteträger umgebenden Außenluft herangezogen.

Zahl und Kraft der Atemzüge regeln hierbei die Menge der an den Behälter des flüssigen Sauerstoffs herantretenden Außenluft. Da Flüssige-Luft-Geräte bislang für den deutschen Bergbau nicht zugelassen sind (s. Ziff. 36), soll auf weitere Einzelheiten nicht eingegangen werden<sup>1)</sup>.

**28. — Die allgemeine Verwendbarkeit der Flüssige-Luft-Geräte.** Die rechnungsmäßige Benutzungsdauer der Geräte ergibt sich aus dem verfügbaren Vorrat an flüssigem Sauerstoff und der Schnelligkeit der Vergasung bzw. dem Luftbedarfe des Mannes. Die Geräte fassen bis zu 5 l oder rund 5 kg flüssigen Sauerstoffs. Damit stehen annähernd 4000 l vergastem Sauerstoff zur Verfügung. Bei 30 l minutlicher Vergasung, die den durchschnittlichen Luftverbrauch des Mannes reichlich decken (s. Ziff. 29), würde also die Gebrauchsdauer über 2 Stunden betragen. Diese Rechnung hat aber keine große Bedeutung, da die Schnelligkeit der Vergasung nicht beliebig geregelt werden kann. Bewegt sich der Mann mit dem Atmungsgeräte viel, so daß die Flüssigkeit immer von neuem mit den verhältnismäßig warmen Behälterwandungen in Berührung kommt, so setzt eine stürmische Vergasung ein, die mehrfach so groß wie die gewöhnliche sein kann. Auch die obenerwähnte Wechselwirkung zwischen der jeweiligen Atmungstätigkeit des Mannes und der Vergasung ist tatsächlich in genügender Gleichmäßigkeit nicht vorhanden, da die Aufnahmefähigkeit der Heizfläche für die Wärme der Ausatemungs- oder der Außenluft infolge von Eisbildung leidet. Deshalb fehlt bei längerer Benutzung die sichere Gewähr dafür, daß noch eine bestimmte Menge flüssiger Luft zu einem gegebenen Zeitpunkte vorhanden ist.

Ferner leidet das Gerät unter dem Nachteil der Vereisung. Von dem letzteren Übelstande werden insbesondere die Leitungen für die Ausatemungs-luft betroffen. Die aus der Lunge mitgeführte Feuchtigkeit schlägt sich nämlich an den kalten Wandungen der Leitungen als Eis nieder und verengt allmählich ihren Querschnitt. Es müssen deshalb von Zeit zu Zeit die Leitungen durch Wischer gereinigt werden.

Wegen aller dieser Schwierigkeiten erscheint der Schluß gerechtfertigt, daß das Gerät trotz der in seiner Einfachheit und Billigkeit liegenden Vorzüge bis auf weiteres jedenfalls kein allgemein verwendbares Hilfsmittel

<sup>1)</sup> Die eingehendere Beschreibung des Drägeroliths findet sich in der 3./4. Aufl. dieses Bandes, 10. Abschn., unter „Flüssige-Luft-Geräte“.

für Bergwerke werden, sondern daß seine Benutzung wohl auf solche Arbeitstätten beschränkt bleiben wird, wo flüssige Luft aus anderen Gründen hergestellt und dauernd vorrätig gehalten wird.

### b) Sauerstoffgeräte mit Wiederbenutzung der Ausatemluft.

29. — **Allgemeines. Luftverbrauch des Menschen.** Diese Vorrichtungen beruhen auf dem Gedanken, daß der Sauerstoffgehalt der Einatemluft durch die Tätigkeit der Lunge bei weitem nicht gänzlich zu Kohlensäure umgewandelt wird. Wenn also die Kohlensäure aus der Ausatemluft beseitigt wird, so läßt sich die ausgeatmete Luft wieder mit Nutzen für die Einatmung verwenden, namentlich dann, wenn das für die Atmung benutzte Gas an sich sauerstoffreich ist oder, wie es in diesem Falle die Regel ist, völlig aus reinem Sauerstoff besteht. Man kann so den verfügbaren Sauerstoffvorrat gut ausnutzen und erzielt den Vorteil, daß man mit einer kleinen Menge verhältnismäßig lange auskommt.

Zahlreiche Beobachtungen haben ergeben, daß der Luftverbrauch eines erwachsenen Menschen in der Ruhe sich unter gewöhnlichen Verhältnissen auf etwa 8 l in der Minute beläuft. Jedoch ist zu berücksichtigen, daß dieser Verbrauch bei Beschleunigung der Atmung wesentlich gesteigert wird und bei gewöhnlicher Arbeit 25–35 l, für kürzere Zeiten sehr starker Anstrengung sogar bis zu 70 l beträgt<sup>1)</sup>.

Was die Atmung in gewöhnlicher Luft betrifft, so besteht die Einatemluft fast ausschließlich aus Sauerstoff und Stickstoff, wozu nur etwa 0,04% Kohlensäure kommen; dagegen beträgt in der ausgeatmeten Luft der Kohlen säuregehalt etwa 4%. Derartige Luft kann ohne größere schädliche Wirkungen nur noch kurze Zeit eingeatmet werden. Allerdings wirkt sie weniger schädlich, wenn ein Teil des Stickstoffs der Luft noch durch Sauerstoff ersetzt wird, wie das in diesen Vorrichtungen durch den Sauerstoffzusatz bis zu dem Grade geschieht, daß der Sauerstoffgehalt bis auf 70–80% und darüber ansteigt.

Berücksichtigt man, daß bei angestrenzter Atmung, wenn man also minutlich 50 l Luft ein- und ausatmet, in derselben Zeit nur 2 l CO<sub>2</sub> erzeugt werden oder ebensoviel Sauerstoff verbraucht wird, so ergibt sich, daß bei voller Wiederausnutzung der Ausatemluft höchstens eine Sauerstoffmenge, die dem angegebenen Betrage gleichkommt, durch künstliche Zufuhr hinzuzufügen ist. Für 2 Stunden = 120 Minuten sind also 240 l Sauerstoff mehr als ausreichend, während im übrigen, um die Lunge genügend füllen zu können, die immer wieder von der Kohlensäure befreite Luft im Kreislaufe verbleiben muß. Für die Lunge ist die Einatmung reinen Sauerstoffs statt der Luft bei atmosphärischem Drucke ohne jede schädliche Wirkung; vielmehr wirkt der Sauerstoff in Fällen von Bewußtlosigkeit sogar belebend (vgl. Ziff. 47).

#### 1. Geräte mit gasförmigem Sauerstoffvorrat.

30. — **Einleitende Bemerkungen.** Eine Atmungs Vorrichtung mit gasförmigem Sauerstoffvorrat und Wiederausnutzung der Ausatemluft

<sup>1)</sup> Kali 1916, Nr. 8, S. 122; nach einer Veröffentlichung von Dr. Haldane: Die Bedeutung des Sauerstoffs und der Kohlensäure für die Arbeit; — ferner Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- und Sal.- Wes. 1926, S. B 95; Gutachten über die Anforderungen, die in physiologischer Hinsicht an Gasschutzgeräte für den Bergbau zu stellen sind.

ist bereits im Jahre 1853 in allen Einzelheiten, wie sie ähnlich jetzt ausgeführt werden, von Professor Schwann in Lüttich angegeben worden<sup>1)</sup>. Die von ihm und später von Fleuß gebauten Geräte waren allerdings den Bedürfnissen ihrer Zeit weit vorausgeeilt. Größere Beachtung fanden die Vorrichtungen erst in den 90er Jahren des vorigen Jahrhunderts.

Ein neuzeitliches Sauerstoff-Atmungsgerät mit Wiederbenutzung der Ausatemungsluft setzt sich aus drei Hauptteilen zusammen, und zwar aus dem Sauerstoffbehälter nebst der Ausflußregelung, dem Luftreiniger für die Bindung der Kohlensäure und der Einrichtung für den Umlauf der Atmungsluft. Hinzu kommen die Hilfsvorrichtungen, insbesondere der Atmungssack, das Manometer, die Verbindungschläuche und die Sondereinrichtungen für Mund- oder Nasenatmung.

**31. — Die Sauerstoffbehälter und die Ausflußregelung.** Die zum Mitführen des Sauerstoffvorrates notwendigen Behälter sind in der Regel Stahlflaschen, die auf einen Druck von 200 at geprüft sind und deren Inhalt 1—2 l beträgt. Eine 2 l-Flasche z. B. faßt bei einem Drucke von 150 at 300 l Sauerstoff, die nach Ziff. 29 für 2 Stunden voll ausreichen. Statt der Stahlflaschen hat man der Gewichtersparnis wegen auch Flaschen aus Leichtmetall versucht. Da diese aber einen größeren Raum einnehmen, haben sie sich nicht allgemein einführen können. Die Flaschen werden durchweg auf dem Rücken des Mannes angebracht, und zwar in aufrechter oder liegender Stellung.

Zwecks Regelung des Ausflusses ist an die Flasche zunächst ein Druckminderungsventil angeschlossen, das den Gasdruck auf 3—4 (bei den Strahldüsengeräten auch auf 7—8) at herabsetzt. Der Übertritt des Gases in den Kreislauf des Gerätes erfolgt also unter gleichmäßigem Drucke und kann entweder auf eine bestimmte gleichbleibende Menge eingestellt sein oder entsprechend dem schwankenden Lungenbedarf geregelt werden. In einzelnen Fällen hat man auch beide Möglichkeiten nebeneinander angewandt. Für einen plötzlich stark erhöhten Atembedarf besitzen alle neueren Geräte die Einrichtung, daß der Träger durch Druck auf einen Knopf über eine Umgehungsleitung eine zusätzliche Menge Sauerstoff zum Zwecke sofortiger Wiederfüllung des etwa entleerten Atmungssackes ausströmen lassen kann (Handzusatz). Die Einrichtung schließt sich nach Gebrauch selbsttätig wieder. Ist jeweilig zuviel Gas im Geräte vorhanden, so kann es durch ein Überdruckventil ins Freie entweichen. Ein solcher Gasaustritt darf nicht lediglich als Verlust angesprochen werden. Es hat sich nämlich gezeigt, daß die allzu sparsame Ausnutzung des Sauerstoffs, falls dieser nicht ganz besonders rein (etwa 99,5%) geliefert wird, allmählich zu gefährlichen Ansammlungen von Stickstoff in den Atmungssäcken führen kann. Bei den mit reichlichem Ausfluß des Sauerstoffs arbeitenden Geräten liegt diese Gefahr nicht vor, weil der das Gerät verlassende Luftüberschuß den Stickstoff in genügendem Maße mitspült.

**32. — Bindung der Kohlensäure.** Für die Beseitigung der Kohlensäure bedient man sich des Ätzkalis und Ätznatrons, die sich durch Aufnahme von Kohlensäure leicht in kohlen-saures Kali (Pottasche) und kohlen-

<sup>1)</sup> Rev. univ. d. min. 1877, 2. Série, S. 147 u. f.; A. Habets: Moyens de prévenir les explosions de grisou etc.

saures Natron (Soda) umwandeln. Die Verbindung geht bei dem Ätzkali nach folgender Gleichung vor sich:  $2 \text{KOH} + \text{CO}_2 = \text{K}_2\text{CO}_3 + \text{H}_2\text{O}$ .

Man kann die Ätzalkalien entweder flüssig als Lauge oder in der Form von dünnen Stangen oder schließlich in der Form von Körnern benutzen. Am besten hat sich die Kornform bewährt, die den Vorteil der Handlichkeit mit demjenigen einer großen Angriffsfläche verbindet. Die Körner befinden sich in geschlossenen Behältern, den sog. Patronen, die in das Atmungsgerät eingesetzt werden. Auf diese Weise hat man den Vorteil, daß die Behälter in der Fabrik gefüllt werden, also eine stets gleich große Füllung erhalten, und daß ferner durch die Aufbewahrung unter Luftabschluß eine Verschlechterung der wirksamen Masse durch die Luft verhindert wird. Jede Patrone ist für eine bestimmte Benutzungsdauer berechnet, so daß man Halbstunden-, Einstunden-, Zweistunden- und Dreistunden-Geräte durch Einsetzen von entsprechend großen Patronen herstellen kann.

Ein Übelstand der Verwendung von festen Ätzalkalien ist der, daß sie im Laufe der Benutzung mehr und mehr feucht werden und schließlich eine Lauge entstehen lassen, welche die festen Stücke umgibt und ihre Zersetzung hindert. Einerseits wird nämlich bei dem chemischen Umsetzungsvorgang, wie sich aus der oben angeführten Gleichung ergibt, Wasser gebildet, anderseits sind die Ätzalkalien hygroskopisch, saugen also Feuchtigkeit aus der Atmungsluft auf. Es ist deshalb zweckmäßig, die Luftreiniger so anzuordnen, daß die etwa gebildete Lauge in ihnen verbleiben muß und nicht in die Leitungen übertreten kann. Am einfachsten geschieht dies durch die liegende Anordnung der Patronen, wobei die sich ansammelnde Lauge nicht bis zur Höhe der Zu- und Ableitung ansteigen kann.

**33. — Der Umlauf der Atmungsluft.** In einzelnen Fällen verzichtet man auf einen eigentlichen Kreislauf der Atmungsluft und begnügt sich damit, daß diese aus dem Geräte herausgesaugt und wieder hinein geatmet wird. Man spricht in solchem Falle von Pendelatmung. Hierbei läßt sich nicht vermeiden, daß ein nicht unerheblicher Teil der ausgeatmeten Luft ungereinigt wieder eingeatmet wird.

Besser ist es, der Luft einen Umlauf zu geben, der die ausgeatmete Luft rasch vom Munde fortführt und ihr die Rückkehr ebendorthin erst nach der Reinigung und aufgefrischt durch ausströmenden Sauerstoff gestattet. Der Kreislauf der Atmungsluft wird entweder durch eine Strahldüse bewerkstelligt (Strahldüsengeräte) oder aber durch die Lungenkraft des Trägers über ein Ein- und ein Ausatemungsventil in die Wege geleitet (Lungenkraftgeräte).

Bei den Geräten der ersteren Art (Abb. 849) bringt eine Strahldüse den Umlauf der Atmungsluft zuwege. Solche Geräte sind sowohl für die Nasenatmung in Helm oder Maske als auch für die Mundstückatmung (s. Ziff. 35) geeignet. Ein- und Ausatemungsventile sind nicht erforderlich, sind aber vielfach vorhanden, um bei starker Einatmung einen Rückstrom der bereits ausgeatmeten Luft zu vermeiden.

Bei den Lungenkraftgeräten (Abb. 850) sind die Wege für die Atmungsluft etwas weiter gehalten, so daß der Luftstrom verhältnismäßig leicht und ohne größeren Widerstand umfließen kann. Insbesondere fehlt die für eine gute

Wirkung der Düse vor dieser erforderliche Verengung des Luftweges. In die Ein- und Ausatmungsleitung müssen leichte Glimmerventile eingeschaltet werden, die sich nur in der dem Luftstrom zu gebenden Richtung öffnen und so diesen leiten. Lungenkraftgeräte sind ausschließlich für Mundatmung

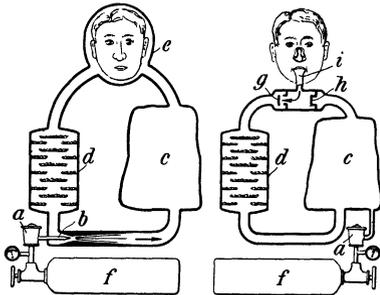


Abb. 849.  
Strahldüsengerät.

Abb. 850.  
Lungenkraftgerät.

brauchbar, weil sie ein alsbaldiges Fortstoßen der verbrauchten Luft in den Ausatemungs Schlauch voraussetzen.

Während früher die Strahldüsengeräte vorherrschend waren, sind sie in den letzten Jahren durch die Lungenkraftgeräte mehr und mehr verdrängt worden. Man hat den Düsengeräten vorgeworfen, daß bei ihnen auf der Saugseite der Düse ein Unterdruck im Geräte erzeugt wird und bei etwaigen Undichtigkeiten ein Ansaugen giftiger Gase möglich ist, ferner daß die feine Düsenöffnung sich leicht verstopft und

den Träger in Gefahr bringen kann. Sonderlich schwerwiegend erscheinen diese Bedenken nicht. Undichtigkeiten des Gerätes sind in jedem Falle gefährlich. Verstopfungen der Düse haben noch nicht nachweislich zu Verunglückungen des Trägers geführt. Entscheidender war wohl, daß, nachdem es gelungen war, den Reibungswiderstand im Geräte wesentlich herabzusetzen, die Lungenkraft voll zur Erzeugung des Kreislaufs der Atemluft ausreichte; die Düsen-einrichtung war also überflüssig geworden.

**34. — Hilfsvorrichtungen.** Der Atmungsack, der gewöhnlich aus gummiertem Stoff besteht, stellt in gefülltem Zustande dem Träger einen gewissen, sofort greifbaren Luftvorrat zur Verfügung und hilft ihm so über Augenblicke eines plötzlichen, erhöhten Luftbedarfs hinweg. Außerdem wird durch diesen Zwischenbehälter ein Ausgleich geschaffen und der Kreislauf der Luft verlangsamt, so daß sie Zeit erhält, eine gleichmäßige Beschaffenheit anzunehmen und sich etwas abzukühlen. Manche Geräte besitzen zwei Atmungsäcke, und zwar je einen in der Ein- und Ausatmungsleitung.

Zur Überwachung des in den Sauerstoffflaschen allmählich abnehmenden Druckes ist ein Manometer unerlässlich. Zwischen dieses und Sauerstoffflasche wird bei den auf dem Rücken getragenen Geräten meist ein Schlauch geschaltet, der gestattet, das Manometer auf der Brust im Sehbereich des Mannes zu tragen. Vereinzelt ist auch das Manometer an den Flaschen auf dem Rücken des Trägers angebracht. Alsdann muß die Beobachtung durch einen zweiten Mann, in der Regel den Führer des Trupps, erfolgen.

Schläuche verbinden die einzelnen Teile des Atmungsgerätes miteinander. Lösbare Kuppelungen gestatten ein leichtes Zusammensetzen und bequemes An- und Ablegen des Gerätes.

Zum Auffangen des Speichels, der den Träger belästigen und, falls er bis in die Patrone gelangt, die Ätzkalikörner verflüssigen würde, wird an geeigneter Stelle ein Speichelfänger, bestehend in einem senkrechten Stutzen, angebracht.

**35. — Nasen- und Mundatmung.** Während man bei den Saugschlauchgeräten stets Mundatmung, bei den Druckschlauchgeräten gewöhnlich Nasenatmung anzuwenden pflegt, ist bei den Sauerstoffgeräten sowohl die Nasen- wie die Mundatmung gebräuchlich. Im ersteren Falle erfolgt die Atmung unter einem Helm oder einer Maske, in die der Einatmung- und der Ausatemungsschlauch einmünden. Die früher viel gebrauchten, den ganzen Kopf umgebenden Helme bestanden aus starkem Leder; sie wurden an das Gesicht durch eine Gummiwulst oder einen aufzublasenden Gummischlauch, die sog. Pneumatik, dicht angeschlossen. Sie hatten den Nachteil eines großen toten Raumes, der Träger litt unter Hitze, ferner wurde durch jeden Stoß gegen den Helm auch die Abdichtung des Gesichts beeinflusst. Jetzt sind die Helme durch die nur die Atmungsorgane des Gesichts umschließenden, engen Masken verdrängt, die mit Riemen festgeschnallt werden und von der Kopfbedeckung unabhängig sind (s. z. B. die Abbildungen 843, 854, 860). Der tote Raum kann sehr klein gehalten werden und soll nicht über 600 cm<sup>3</sup> betragen.

Bei der Mundatmung wird der Doppelschlauch, der die frische Luft zu- und die ausgeatmete Luft ableitet, bis in den Mund des Trägers geführt und endet hier in einem „Mundstück“, das durch entsprechende Ansätze zwischen Lippen und Zähnen festgehalten wird. Damit Atmung durch die Nase mit Sicherheit ausgeschlossen ist, muß diese gegen die äußere Atmosphäre verschlossen werden. Das geschieht entweder durch eine Klemmvorrichtung, die auf die Nase gesetzt wird, oder durch Stopfen, die in die Nasenlöcher hineingesteckt werden.

Die Maske bietet den Vorteil, daß sie dem Manne die gewohnte Atmung gestattet, ihm so ein Gefühl der Sicherheit gibt und ihm die Verständigung durch die Sprache mit seinen Kameraden noch eben ermöglicht. Andererseits bewirkt die Maske eine stärkere Erwärmung des Gesichtes, dessen Wärme nicht genügend ausstrahlen kann. Ferner wird die Ausspülung des Maskenraumes durch den Luftkreislauf stets unvollkommen bleiben, so daß der Mann einen Teil der ausgeatmeten Luft wieder einatmen wird. Schließlich ist die Wirkung der Gesichtsabdichtung nicht in allen Fällen völlig sicher. Die Mundatmung wird deshalb insgesamt vorzuziehen sein.

**36. — Richtlinien für den Bau und die Zulassung von Gasschutzgeräten.** In Preußen besteht seit 1925 ein Ausschuß für Grubenrettungswesen<sup>1)</sup>, der einheitliche Bedingungen für den Bau und die Zulassung von Atmungsgeräten festlegen soll. Aus den für den Bau von Gasschutzgeräten mit zweistündiger Arbeitsdauer veröffentlichten Richtlinien seien hier die wichtigsten Forderungen in Stichworten genannt: Sauerstoffvorrat wenigstens 300 l; Sauerstoffzuteilung mindestens 2 l/min, falls nicht selbsttätige Sauerstoffspeisung vorhanden ist; Sauerstoffgehalt der Einatemungsluft mindestens 25%, Kohlensäuregehalt in der Regel nicht mehr als 0,5%; Einrichtung für „Handzusatz“; Überdruckventil; Widerstand des Luftreinigers bei 50 l Durchströmung nicht mehr als 20 mm W.S.; Gewicht nicht über 18 kg; nur eine Sauerstoffflasche; Manometer mit Absperrmöglichkeit; Speichelfänger.

<sup>1)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1925, S. B 434 u. f.; Richtlinien des Ausschusses usw. vom 31. Oktober 1925; — ferner ebenda 1928, S. B 63 u. f.; Die Gasschutzgeräte im deutschen Bergbau.

Vor der Zulassung sind die Geräte auf einer der Hauptstellen für Grubenrettungswesen in Essen oder Beuthen zu prüfen.

Die bisher vom Ausschuß zugelassenen Geräte sind in der folgenden Zusammenstellung aufgeführt:

**Die für den preußischen Bergbau zugelassenen 2 Stunden-Atmungsgeräte.**

Bezeichnung	Art der Atmung	Antrieb des Luftkreislaufs	Regelung des Sauerstoffzuflusses <sup>1)</sup>	Gewicht in		Umfang		
				Eisen kg	Leichtmetall kg	Höhe cm	Breite cm	Dicke cm
Dräger-Lungenkraftgerät 1924	Mundstück- oder Maskenatmung	Lungenkraft	feste Einstellung auf 2,1 l oder selbsttätige Speisung entsprechend dem Lungenbedarf	18	16	54	44	13,5
Audosergerät 1925	dgl.	Strahldüse und Lungenkraft	feste Einstellung auf 1,6 l und zusätzliche selbsttätige Speisung entsprechend dem Lungenbedarf	—	15,8	45	42	15
Audosergerät 1926/27	dgl.	Lungenkraft	feste Einstellung auf 2,1 l oder feste Einstellung auf 1,6 l und zusätzliche selbsttätige Speisung entsprechend dem Lungenbedarf	16,8	15,8	47,5	43	15
Inhabad-Zweikammergerät 1924	Maskenatmung	dgl.	feste Einstellung auf 2,1 l	17,5	16,2	50	45	14

<sup>1)</sup> Alle aufgeführten Geräte besitzen außerdem „Handzusatz“ (s. Ziff. 31).

**37. — Einzelne Ausführungsformen. Dräger-Geräte.** Die verbreitetsten Geräte sind diejenigen des Drägerwerks in Lübeck. Abb. 851 veranschaulicht zunächst die Wirkungsweise des Lungenkraftgeräts 1924 mit fester Einstellung des Sauerstoffzuflusses. Die von der Lunge ausgeatmete kohlenstoffhaltige Luft tritt durch den Atmungsschlauch *a* über das Atmungsventil *b* in den Luftreiniger *c*. Die hier von CO<sub>2</sub> befreite Luft strömt in den Atmungsbeutel *d*, wo sie mit reinem Sauerstoff aufgefrischt wird, und sodann über das Einatmungsventil *e* und den Einatmungsschlauch *f* zum Mundstück zurück. Der aus der Sauerstoffflasche *g* ausströmende Sauerstoff wird im Druckminderungsventil *h* auf einen Druck von 3 atü gebracht und in einer Menge von 2,1 l/min dem Atmungsbeutel zugeführt. Der Sauerstoffvorrat beträgt 300 l, die Mindestgebrauchsdauer 2 Stunden. Bei größerem Atembedarf kann Handzusatz durch Betätigung des Druck-

knopfventils *i* erfolgen. während ein etwaiger Überfluß an Luft durch das Überdruckventil *l* entweicht. Der jeweilig noch vorhandene Druck wird am Manometer *n* abgelesen. Durch das Ventil *k* kann der Druck vom Manometer abgesperrt werden.

Die Nebenzeichnung der Abb. 851 veranschaulicht weiter die zweite Ausführungsform des Gerätes, bei der die feste Einstellung des Sauerstoffzuflusses durch eine dem Lungenbedarf entsprechende selbsttätige („lungenautomatische“) Speisung ersetzt ist. In den Atmungsbeutel *d* ragt der feste Steuerungsarm *n* und der Hebel *o* hinein, welcher letzterer mit dem Verschlussventil *p* verbunden ist. Bei der Einatmung des Trägers fällt der Atmungsbeutel zusammen, der Hebel *o* legt sich gegen den Arm *n* und öffnet das Ventil *p*. Sobald sich der Atmungsbeutel füllt, hebt die Feder des Ventils *p* den Hebel *o* an und stellt den Verschluss wieder her. Die Zu- und Ableitung der Luft zu und von dem Mundstück geschieht durch Schläuche, die seitlich unter dem linken Arm (Abb. 852) oder über die Schultern hinweg nach vorn geführt werden (Seitenschlauch- und Schulterschlauchgerät). Für die Atmung werden je nach Wunsch Mundstücke (Abb. 852) oder Masken geliefert.

38. — Die **Audosgeräte** der Deutschen Gasglühlicht-Auer-G. m. b. H. in Berlin O 17 werden in mehreren Ausführungsformen geliefert. Die Wirkungsweise des Modells 1926/27 mit fester Sauerstoffzuteilung (2,1 l/min) ist in Abb. 853 dargestellt; sie ist nach der der Unterschrift beigefügten Erklärung ohne weiteres verständlich. Das Gerät ist starr gebaut mit fest eingekapseltem Atmungsbeutel *B* und ohne Gummischlauchverbindung im Rückenteil. Die Atmungsschläuche *A* und *E* führen unter dem linken Arm hindurch zum Mundstück (Abb. 854). Der Sauerstoffvorrat wird durch ein am rechten Tragriemen in Achselhöhe angeordnetes Manometer überwacht. Die Ablesung erfolgt in der Weise, daß man den Deckel des Manometers aufklappt, wobei in einem Spiegel auf der Innenseite des Schutzdeckels die Manometereinteilung sichtbar wird.

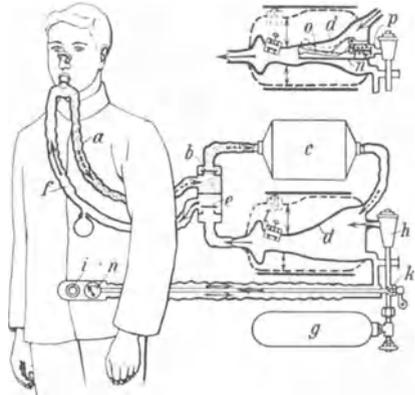


Abb. 851. Veranschaulichung der Wirkungsweise des Dräger-Lungenkraftgerätes 1924.

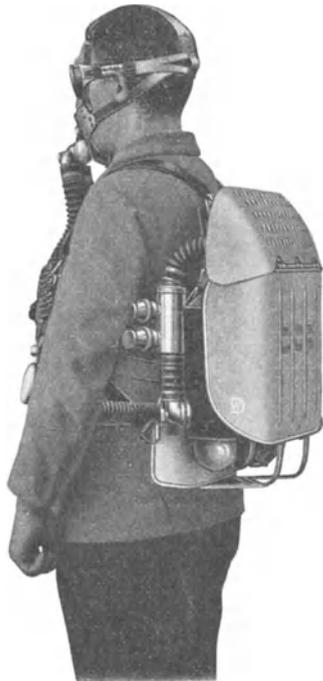


Abb. 852. Ansicht des Dräger-Lungenkraftgerätes 1924.

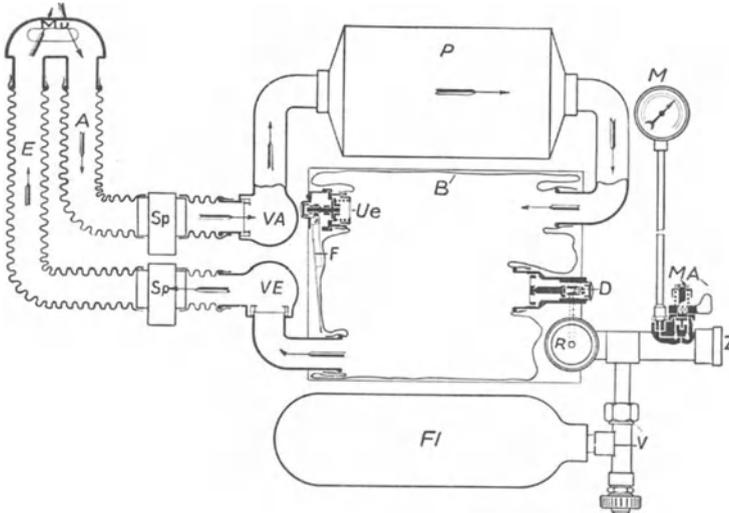


Abb. 853. Veranschaulichung der Wirkungsweise des Aulosgerätes (*A* und *E* Aus- und Einatemschlauch, *Sp* Speichelfänger, *VA* und *VE* Aus- und Einatemventil, *P* Luftreiniger, *B* Atembeutel, *F* Sauerstoffflasche, *D* Druckknopf für Handsatz, *Ue* Überdruckventil, *F* Einstellhebel, *M* Manometer, *R* Druckminderungsventil).



Abb. 854. Ansicht des Aulosgerätes.

Das Aulosgerät 1925 unterscheidet sich äußerlich nur unwesentlich vom Gerät 1926/27, im inneren Ausbau jedoch insofern, als es zwei Atmungsbeutel, je einen für die Ein- und Ausatmung, sowie für den Sauerstoffzustrom in den Einatembeutel eine doppelte Einrichtung besitzt. Diese besteht aus einer Strahldüse für die ständige Speisung und einem selbsttätig durch den Füllungsgrad des Ausatembeutels gesteuerten Ventil für die Zusatzspeisung.

39. — Das Inhabad-Zweikammergerät 1924, dessen allgemeine Anordnung in Abb. 855 dargestellt ist, besitzt zwei getrennte starre Kammern, von denen die eine *a* für die Einatmungs- und die andere *b* für die Ausatemluft dient. Zur Regelung der Atmungstöße sind in die beiden Kammern dünnwandige Ausgleichsbeutel *c* und *d* aus Paragummi eingehängt, deren Innenraum mit der atmosphärischen Luft unmittelbar in Verbindung steht und die in der Weise arbeiten, daß bei Entnahme eines Atemzuges aus der Einatemkammer ebensoviel Außenluft in das Innere des Beutels eindringt und umgekehrt bei der Ausatmung in die starre Kammer

eine entsprechende Luftmenge aus dem Beutel herausgepreßt wird. Die ausgeatmete Luft fließt aus der Ausatemungskammer in den Luftreiniger *e* und von hier in die Einatemungskammer, wo sie durch den aus der Sauerstoffflasche *f* zuströmenden Sauerstoff aufgefrischt wird. Die sonstigen Kennzeichen sind in der Zusammenstellung (Ziff. 36) angegeben. Abb. 856 zeigt die äußere Ansicht des Geräts. Der Luftreiniger liegt in Wirklichkeit seitlich der Atmungskammern und nicht, wie in Abb. 855 dargestellt, in der Mitte zwischen diesen.

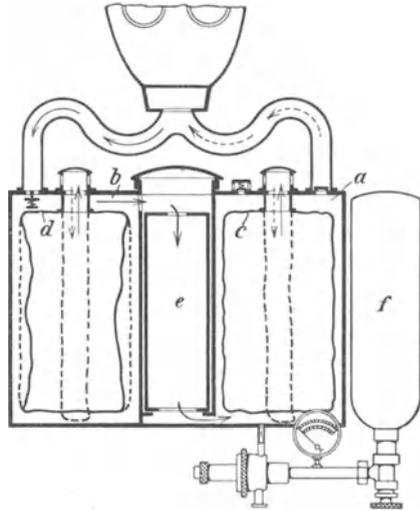


Abb. 855. Veranschaulichung der Wirkungsweise des Inhabad-Zweikammergeräts 1924.

**40. — Atmungsgeräte für kürzere Benutzungsdauer.** Da man das Gewicht der Sauerstoffgeräte stets nach Möglichkeit herunterzudrücken bestrebt ist, so haben verschiedene Firmen außer den gewöhnlichen Vorrichtungen für

möglichst lange Benutzungszeit auch solche für kürzere Zeiträume hergestellt, die dann entsprechend leichter sind

und dem Träger eine freiere Bewegung gestatten. Derartige Vorrichtungen können z. B. Verwendung finden, wenn sie, wie es mehrfach vorgeschlagen ist, als „Selbstretter“ den Bergleuten für die eigene Rettung aus etwaiger Explosionsgefahr mitgegeben oder für solche Fälle in Retzungskammern aufbewahrt werden (vgl. Ziff. 22 u. 50). Auch werden sie gebraucht, wenn es sich um die Bergung Verletzter aus geringen Entfernungen oder um Gewinnung eines möglichst schnellen, vorläufigen Überblicks über die Verhältnisse, z. B. Erkundung des Zustandes

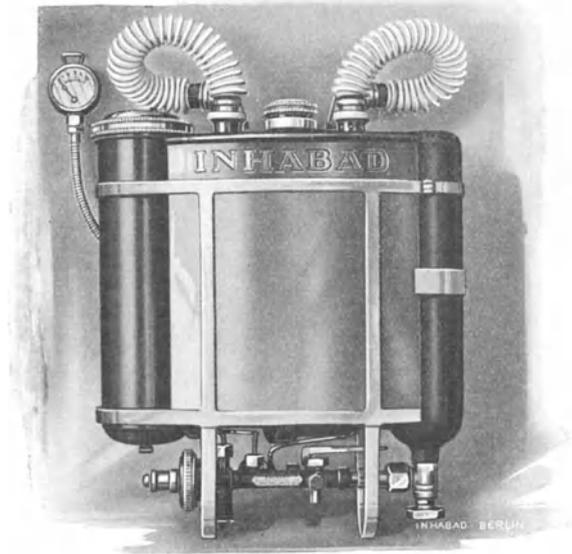


Abb. 856. Inhabad-Zweikammergerät 1924.

einer wichtigen Wettertür, einer Preßluftleitung, eines Sonderventilators u. dgl. handelt. Die meisten Hersteller von Atmungs- und Rettungsgeräten sehen für

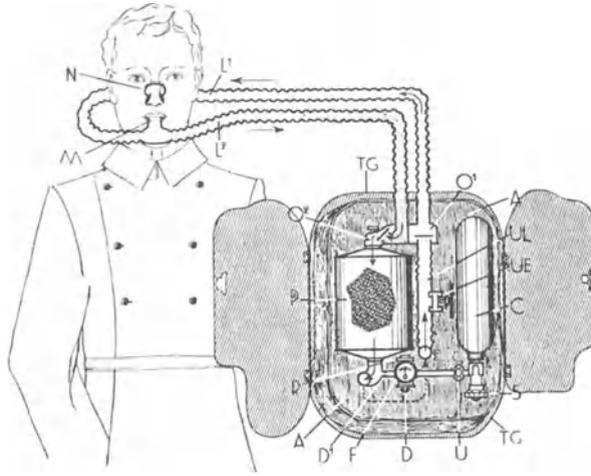


Abb. 857. Veranschaulichung der Wirkungsweise des Dräger-Klein-Gasschutzgerätes.

solche Zwecke besondere Geräte ihrer gewöhnlichen Bauart, jedoch mit entsprechend kleineren Sauerstoffflaschen und Reinigungspatronen oder auch mit nur je einer Flasche und einer Patrone vor.



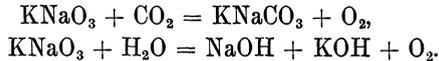
Abb. 858. Ansicht des Dräger-Klein-Gasschutzgerätes.

Als Beispiel sei das Dräger-Klein-Gasschutzgerät, Modell 1928, für Masken- und für Mundatmung angeführt. Die Wirkungsweise ist in Abb. 857 dargestellt: Die ausgeatmete, kohlendioxidhaltige Luft strömt durch Schlauch  $L^2$  über das Ausatemventil  $O^2$  zum Luftreiniger  $P$  und gelangt, von  $CO_2$  befreit, in den Atemsack  $A$ . Hier wird die Luft durch minutlich 1,5 l Sauerstoff aufgefrischt, der ständig in dieser Menge aus der Sauerstoffflasche  $C$  über das Druckminderungsventil  $R$  ausströmt. Außerdem kann der Träger durch Betätigung des Druckknopfventils  $D$  bei Bedarf Zusatzsauerstoff aus der Flasche entnehmen. Der Sauerstoffvorrat beträgt bei 120 at Anfangsdruck 150 l. Das in Abb. 858 in Ansicht dargestellte Gerät wiegt 10 kg.

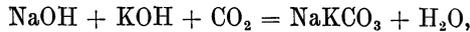
## 2. Geräte mit chemisch gebundenem Sauerstoffvorrat.

41. — Alkali-Superoxyd-Geräte. Die Geräte enthalten den Vorrat an erforderlichem Sauerstoff in chemischen Verbindungen, d. h. in fester Form,

und geben ihn als Folge des Atmungsvorganges frei. Es besteht also eine Wechselwirkung, so daß bei lebhafter Atmung viel und bei langsamer Atmung wenig Sauerstoff entwickelt wird. Als Sauerstoffträger benutzt man Kalium-Natrium-Superoxyd oder neuerdings auch ein besonders behandeltes Natrium-Superoxyd (Proxylon) allein. Aus dem Superoxyd entwickelt sich durch die Einwirkung der ausgeatmeten Kohlensäure und des Wasserdampfes Sauerstoff nach folgenden Gleichungen:



Neben dieser Zersetzung geht noch folgende einher:



wobei eine Einwirkung von Kohlensäure auf die gebildete Kali- und Natronlauge eintritt: der dabei neugebildete Wasserdampf nimmt seinerseits auch wieder an der Wechselzersetzung teil.

Das Superoxyd muß in sorgfältig geschlossenen Behältern untergebracht werden, da es, wie die Zersetzungsgleichungen zeigen, durch Wasserdampf und Kohlensäure leicht angegriffen wird.

Das von Bamberger und Böck in Wien zuerst angegebene Atmungsgerät dieser Art erhielt den Namen „Pneumatogen“<sup>1)</sup>. Die Herstellung und der Vertrieb dieser Geräte sind jedoch mittlerweile wieder aufgegeben worden. Das Drägerwerk hat in letzter Zeit neue, Proxylon benutzende Geräte ausgearbeitet, jedoch noch nicht in größerem Umfange auf den Markt gebracht<sup>2)</sup>.

Die bei dieser Gattung von Geräten zu überwindenden Schwierigkeiten liegen zunächst darin, daß die Sauerstofflieferung nicht sofort mit der Inbetriebnahme des Geräts in genügender Stärke einsetzt, sondern eine gewisse Zeit als Anlauf nötig ist. Ferner ist nachteilig die starke Erwärmung der Einatemungsluft und die Neigung des Superoxyds zur Staubbildung, wodurch die Atmungsorgane gereizt werden und die Atmung selbst behindert wird.

**42. — Naszogen-Geräte.** Einen anderen Weg hat die Inhabad G.m.b.H. in Berlin mit ihren Naszogengeräten beschritten. Sie verwendet zur Sauerstoffherzeugung Kaliumchlorat, das unter Wärmeabgabe nach folgender Gleichung zerfällt:



Da dieser Zerfall unter Umständen explosionsartig schnell vor sich gehen kann, sind dem Chlorat andere Verbindungen, die unter Wärmebindung schmelzen, verdampfen oder sich zersetzen, beigemischt<sup>3)</sup>. Auf diese Weise kann die Zersetzungsgeschwindigkeit geregelt werden. Die chemische Um-

<sup>1)</sup> Österr. Zeitschr. f. Berg- u. Hüttenwes. 1911, Nr. 5, S. 59 u. f.; F. Böck: Ein neuer Pneumatogenapparat „Modell 1910, Rückentype“; — ferner Glückauf 1912, Nr. 9, S. 346 u. f.; Grahn: Versuche mit dem Pneumatogen 1910.

<sup>2)</sup> Bergbau 1929, Nr. 1/2, S. 14 u. f.; Meuß: Das Draegerogen-Gerät Modell 1928.

<sup>3)</sup> Zeitschr. f. angew. Chemie 1930, Nr. 43, S. 732 u. f.; Dr.-Ing. Hloch: Über das Sauerstoffherzeugungsverfahren eines neuen „chemischen“ Gasschutzgerätes.

setzung der zu einem zylindrischen Preßling geformten Masse wird durch eine Schlagzündung eingeleitet; sie verläuft sodann mit gleichmäßiger Entwicklung von Sauerstoff während der ein- bis zweistündigen Gebrauchsdauer des Gerätes. Bei dem 2 Stunden-Gerät werden minutlich mindestens 2,5 l und insgesamt 350 l Sauerstoff erzeugt. Abb. 859 zeigt schematisch die Wirkungsweise. Der im Entwickler erzeugte Sauerstoff fließt über ein Filter

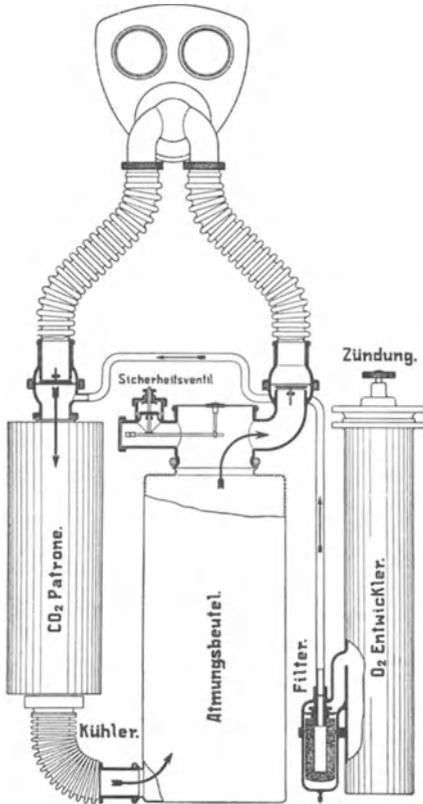


Abb. 859. Veranschaulichung der Wirkungsweise des Naszogen-Gerätes.

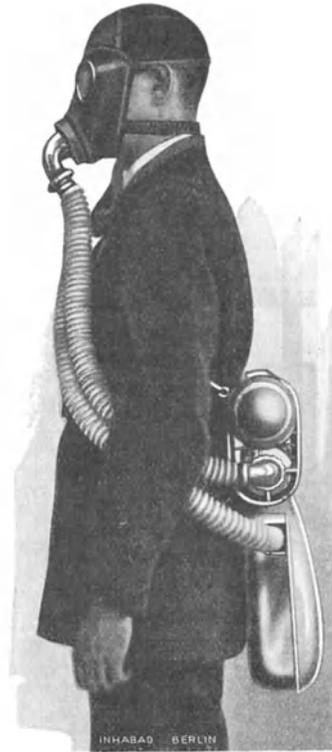


Abb. 860. Naszogen-1-Stunden-Gerät.

in die Ausatemungsleitung und gelangt mit der Ausatemungsluft in den Luftreiniger ( $\text{CO}_2$ -Patrone). Die von  $\text{CO}_2$  befreite Luft strömt durch den Atmungsbeutel zum Einatemungsschlauch. Der Sauerstoffüberschuß entweicht durch ein Überdruckventil. Die Ansicht eines solchen Gerätes für einstündige Benutzung zeigt Abb. 860.

Die herstellende Firma liefert 2 Stunden-, 1 Stunden- und „Fluchtgeräte“, welche letzteren vom Bergmann als „Selbstretter“ mitgenommen werden sollen. Das Fluchtgerät ist durch Anwendung der Pendelatmung (s. Ziff. 33) vereinfacht und ermöglicht die Atmung für eine halbstündige Benutzungsdauer. Sein Gesamtgewicht einschließlich Maske beträgt

4,1 kg. Abb. 861 zeigt das Gerät verpackt in der Büchse (links) und herausgenommen betriebsfertig.

Eine Zulassung der Geräte durch den Ausschuß für Grubenrettungswesen ist noch nicht erfolgt.

#### D. Allgemeine und vergleichende Ausführungen.

43. — Vergleich zwischen den Schlauch- und den Sauerstoffgeräten. Während die Schlauchgeräte nur in begrenzter Entfernung, aber mit unbeschränkter Benutzungsdauer gebraucht werden können, ist bei den Sauerstoffgeräten die Entfernungsmöglichkeit unbegrenzt, aber die Benutzungsdauer beschränkt. Freilich ist naturgemäß auch in letzterem Falle eine Begrenzung der Entfernung vorhanden, da diese ja von der Benutzungsdauer abhängt; sie tritt aber immerhin bedeutend weniger in die Erscheinung als bei den Schlauchgeräten. Mit diesem Unterschied ist von vornherein eine verschiedene Bewertung der Geräte für verschiedene Arbeiten gekennzeichnet. Schlauchgeräte können in allen solchen Fällen mit gutem Erfolg Verwendung finden, wo es sich um längere Arbeiten in matten oder bösen Wettern handelt, ein weites Vordringen in die mit diesen erfüllten Räume aber nicht erforderlich ist. Dahin gehören insbesondere Arbeiten, wie sie bei Grubenbränden erforderlich werden: Löschen des Brandes, Herstellen von Branddämmen u. dgl.

Die Sauerstoffgeräte dagegen eignen sich für solche Zwecke, bei denen ein Vorstoß auf größere Entfernungen erforderlich ist, aber nur Arbeiten von geringer Dauer auszuführen sind. Immerhin darf man die Leistungsfähigkeit der Geräte nicht überschätzen. Auch bei gutem Zustande der zu befahrenden Strecken wird man einen Verunglückten aus einer Entfernung über 1000 m nicht mehr heranschaffen können. Sind Brüche zu überwinden, so wird der Tätigkeitsbereich der vordringenden Mannschaften sich nicht über 500 m Entfernung erstrecken. Ganz besondere Schwierigkeiten bieten Arbeiten in steilen Grubenbauen. Man muß deshalb die den Rettungs-

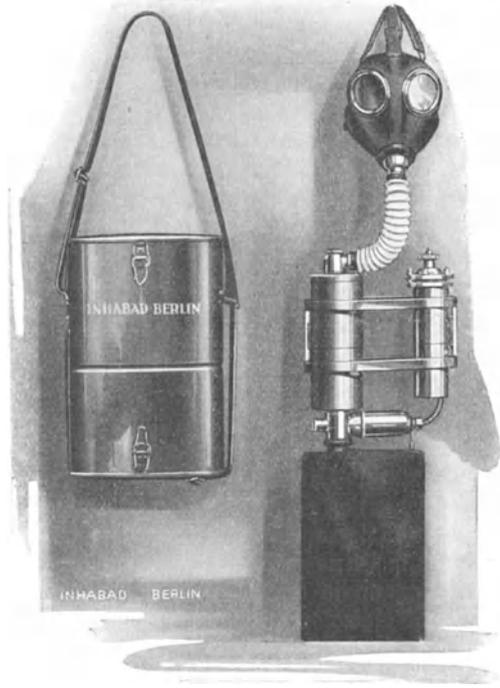


Abb. 861. Naszogen-Fluchtgerät.

mannschaften zu stellende Aufgabe eng beschränken, um nicht die Leute selbst in Gefahr zu bringen. Naturgemäß können Sauerstoffgeräte auch für den Verwendungsbereich der Schlauchgeräte in Betracht kommen, da sie ja auch in kurzen Entfernungen für länger dauernde Arbeiten benutzt werden können, indem man für eine genügende Anzahl von Ersatzleuten sorgt.

Im übrigen spricht zugunsten der Schlauchgeräte vor allen Dingen ihre Einfachheit und die dadurch bedingte große Betriebsicherheit. Die Ventile fallen fort; das Gewicht, mit dem die Leute belastet werden, ist geringfügig und ihre Bewegungsfreiheit an der Arbeitstelle selbst daher größer als bei den Sauerstoffgeräten. Dagegen ist die Bewegung zur Arbeitstelle und zurück infolge der Notwendigkeit, den Schlauch mitzuziehen, erheblich erschwert. Die Sauerstoffgeräte sind infolge ihrer verwickelteren Bauart in bedeutend höherem Maße allen möglichen Zufälligkeiten ausgesetzt und haben leider auch in vielen Fällen zu tödlichen Verunglückungen ihrer Träger geführt. Bei der Herstellung der verschiedenen Schraubenanschlüsse vor Ingebrauchnahme können Unachtsamkeiten unterlaufen; das Handrad für die Regelung der Sauerstoffzufuhr kann sich lösen oder durch Stoß verbiegen, die Schläuche können reißen oder platzen, die Abdichtung der Rauchmaske gegen das Gesicht kann undicht, ihre Augengläser können zerstört werden, die Ätzkalikörner können durch Erschütterungen oder durch Speichel zu Klumpen zusammengeballt und dadurch in ihrer Wirkung wesentlich beeinträchtigt werden usw. Diesen zahlreichen Angriffspunkten gegenüber haben die Schlauchgeräte, da der Blasebalg sehr betriebsicher ist, nur in dem Schlauche selbst eine gefährdete Stelle aufzuweisen. Dieser Schlauch ist allerdings die Lebensader des Trägers und kann ebenfalls gefährdet werden, z. B. durch Hängenbleiben an Vorsprüngen, durch Herabstürzen von Gesteinsmassen aus der Firste usw., wodurch der Schlauch zum Reißen gebracht oder zusammengedrückt werden kann. Erschwerend fällt dabei noch ins Gewicht, daß gerade bei den Arbeiten, bei denen man Atmungsgeräte in erster Linie zu Hilfe nimmt, also bei Bränden, Explosionen u. dgl., das Gebirge meistens mehr oder weniger in Mitleidenschaft gezogen wird und infolgedessen in erhöhtem Maße mit schon vorhandenen oder während der Arbeit eintretenden Brüchen gerechnet werden muß. Immerhin kann der Schlauch durch Einlegen einer Stahldrahtspirale sehr kräftig ausgeführt werden. Wesentlich ist, daß die Schläuche häufig geprüft und schadhaft oder brüchig gewordene ausgewechselt werden.

Ein großer Vorzug der Schlauchgeräte ist es, daß sie an die geistige Befähigung und besondere Schulung des Trägers bedeutend geringere Anforderungen stellen als die Sauerstoffgeräte; man kann also bei der Auswahl der Leute bedeutend mehr auf Körperkraft und Ausdauer sehen als bei den letzteren Vorrichtungen.

Im preußischen Bergbau stehen rd. 3000 Gasschutzgeräte in Gebrauch. Hiervon sind etwa 2600 freitragbare Sauerstoff- und 400 Schlauchgeräte. Auf den Ruhrbezirk allein entfallen etwa 1400 Sauerstoff- und 270 Schlauchgeräte. Durchschnittlich werden etwa 250 Geräte jährlich im Ernstfalle eingesetzt.

**44. — Gemeinsame Verwendung beider Arten von Atmungs-  
vorrichtungen.** Unter Umständen kann es zweckmäßig sein, in richtiger

Ausnutzung der Vorzüge der beiden Gruppen von Vorrichtungen die Schlauch- und die Sauerstoffgeräte gleichzeitig zu verwenden. Solche Fälle liegen z. B. vor, wenn es sich um das Schlagen von Branddämmen oder um Löscharbeiten handelt. Man kann dann für die Zuführung von Baustoffen oder Beschaffung von Wasser, Gezähe u. dgl. die in ihrer Bewegungsfreiheit weniger gehinderten Leute mit Sauerstoffgeräten verwenden, während die an eine bestimmte Benutzungsdauer nicht gebundenen Leute mit den Schlauchvorrichtungen an Ort und Stelle verbleiben und die nötigen Arbeiten ausführen können, zumal sie ja auch wegen ihrer geringeren Beschwerung mit Gewichten zu diesen Arbeiten besser geeignet sind als die andern Leute.

**45. — Behandlung der Atmungsgeräte.** Damit die Atmungsvorrichtungen im Ernstfalle nicht versagen, sind sie sorgfältig in hellen, luftigen und trockenen Räumen zu lagern, regelmäßig zu prüfen und dauernd in bester Ordnung zu halten. Insbesondere muß vor jeder Benutzung eine achtsame Untersuchung stattfinden; dies gilt namentlich für die empfindlichen Sauerstoffgeräte.

Nachdem der Träger den Apparat angelegt hat, werden alle Anschlüsse auf ihre Dichtigkeit untersucht; ferner werden Ventile daraufhin geprüft, ob sie ordnungsmäßig arbeiten und leicht, aber nicht zu leicht, zu betätigen sind. Besonders wird auch die Saugfähigkeit der etwa vorhandenen Strahldüse festgestellt, da diese eine nur äußerst feine Öffnung (ca. 0,5 mm) besitzt und infolgedessen der Gefahr der Verstopfung ausgesetzt ist. Man stellt diese Saugfähigkeit zweckmäßig durch den Anschluß des Ausatmungsschlauchs an einen Depressionsmesser fest, so daß man die Saugkraft in Zentimetern Wassersäule ermitteln kann. Diese Kraft beträgt bei den jetzt gebrauchten Geräten etwa 12—15 cm. Eine sorgfältige Prüfung verlangt auch die Maske bei diesen Atmungsgeräten, da Undichtigkeiten hier nicht nur zu Sauerstoffverlusten, sondern auch besonders zum Eindringen schädlicher Gase von außen her Anlaß geben und daher verhängnisvoll werden; es muß also die Abdichtung zwischen Maske und Gesicht sorgfältig untersucht und insbesondere auch der etwa verwendete, aufzublasende Gummischlauch auf seine Widerstandsfähigkeit geprüft werden, da sein Platzen gefährlich ist. Dagegen ist bei den Schlauchvorrichtungen ein dichter Anschluß der Maske nicht von großer Bedeutung, weil in ihr stets ein Überdruck von frischer Luft vorhanden ist.

**46. — Füllung der Sauerstoffflaschen.** Die Füllung der in den Sauerstoffgeräten mitgeführten Sauerstoffflaschen erfolgt aus großen Vorratsbehältern, die einen Fassungsraum von 10—40 l haben und auf einen Druck von 250 at geprüft werden. An diese Flaschen werden die kleinen Flaschen mit Hilfe von Rohrverbindungen angeschlossen, um durch einfaches Überströmenlassen des Sauerstoffs gefüllt zu werden. Selbstverständlich kann der in der kleinen Flasche zu erzielende Druck nur dem Enddruck in der großen Flasche entsprechen. Um nun möglichst sparsam zu arbeiten und in der kleinen Flasche einen hohen Druck zu erreichen, hält man mehrere große Flaschen mit verschiedenen Gasspannungen vorrätig. Man verbindet die kleine Flasche zunächst mit einer großen von bereits niedriger Spannung, sodann aufsteigend mit den Flaschen von höherer Spannung, so daß jede der großen Flaschen nur wenig von ihrem Drucke ver-

liert. Da jedoch dieses Verfahren umständlich ist und eine größere Anzahl von Vorratsflaschen dauernd in Benutzung zu halten erfordert, so bedient man sich heute meist kleiner Druckpumpen, die von Hand oder durch einen Elektromotor bewegt werden und den Sauerstoff aus der Vorratsflasche in die angeschlossene Flasche hinüberdrücken.

Beim Umfüllen ist Vorsicht und insbesondere sorgsame Beobachtung der Druckmesser geboten, die keine plötzlichen Druckausschläge zeigen dürfen, andernfalls ein Zerspringen der Manometer oder der Verbindungen zu fürchten ist.

**47. — Wiederbelebungsapparaturen.** Bei der Wiederbelebung Bewußtloser ist es in jedem Falle nützlich, Sauerstoff anzuwenden. Beim Fehlen anderer Hilfsmittel ist es immerhin zweckmäßig, vor den Atmungsorganen des Betäubten aus einer Sauerstoffflasche Sauerstoff ausströmen zu lassen, um ihm so eine mit diesem Lebensgase angereicherte Luft zuzuführen. Man setzt dies insbesondere dann fort, wenn man künstliche Atmung anzuwenden gezwungen ist.

Ein vollkommeneres und sparsameres Mittel, dem Bewußtlosen bei der Atmung Sauerstoff zuzuführen, bieten die sog. Sauerstoffkoffer oder Sauerstofftaschen. Sie sind so eingerichtet, daß sie von den Rettungsmannschaften in der Hand oder umgehängt an einem Riemen bequem getragen und mitgenommen werden können. Sie enthalten zunächst eine mit einem Manometer versehene Sauerstoffflasche von etwa 1 l Inhalt, die mit 120—150 at Druck gefüllt ist. Aus der Flasche fließt der Sauerstoff über ein Druckminderungsventil durch einen Schlauch in einen Vorratsbeutel und zu einer kleinen Atmungsmaske, die Nase und Mund des Bewußtlosen überdeckt. Die Ausflußmenge des Sauerstoffs ist in der Regel auf 3—5 l minutlich eingestellt, so daß die Benutzungsmöglichkeit reichlich eine halbe Stunde beträgt. An der Maske befinden sich zwei Ventilehen, von denen das eine als Rückschlagventil verhindert, daß die Ausatemluft in den Schlauch und den Vorratsbeutel zurückströmt, während das andere die Ausatemluft ins Freie entweichen läßt, aber in der Verschußstellung das Einströmen der äußeren Luft in die Maske verhindert. Bereits bei der Rettung Bewußtloser aus unatembaren Gasen kann man dem zu bergenden Manne die Maske vor das Gesicht schnallen, damit er schon während des Herausschaffens ungefährliche Luft zu atmen in der Lage ist.

Es ist zweckmäßig, zur Wiederbelebung nicht reinen Sauerstoff zu verwenden, sondern diesem etwa 5% Kohlensäure beizumischen. Die mit-eingeatmete Kohlensäure reizt das bei Vergiftungen gelähmte Atemzentrum des verlängerten Rückenmarks zur erneuten Tätigkeit. Man erzielt so oft ein überraschend schnelles Wieder-Ingangkommen der Atmung<sup>1)</sup>. Abb. 862 zeigt ein für die Mischeinatmung von Sauerstoff und Kohlensäure eingerichtetes Gerät.

Ein anderes Mittel zur Wiedererregung der ruhenden Atemtätigkeit ist eine Einspritzung des von der I. G. Farbenindustrie hergestellten Reizmittels Lobelin-Ingelheim unter die Haut des Verunglückten. Auch dieses Mittel übt eine starke Reizwirkung auf das Atemzentrum aus.

<sup>1)</sup> Kohle und Erz 1930, Nr. 24, S. 738 u. f.; Dr. Freitag: Wiederbelebung durch Sauerstoff-Kohlensäure-Atmung.

In jedem Falle aber soll man, wenn bei Bewußtlosen Atmung und Herz-  
tätigkeit ausgesetzt haben, künstliche Atmung anwenden.

Hierfür gebraucht man einfache Handverfahren oder aber mechanische  
Hilfsmittel. Von den mit Hand durchzuführenden Verfahren sind die be-  
kanntesten die Be-  
atmung nach Sil-  
vester und diejenige  
nach Schaefer oder  
Howard. Erstere ist  
auf dem europäischen  
Festlande, letztere in  
England und in den  
Vereinigten Staaten  
von Amerika üblich.

Nach dem Sil-  
vester-Verfahren  
wird der Bewußtlose  
auf den Rücken ge-  
legt, und zwar so,  
daß die Schultern  
durch Unterlegen ei-  
nes Tuches 10 bis

20 cm angehoben werden, während der Kopf herunterhängt und auf die Seite  
gedreht wird. Nun faßt der über dem Kopfe des Verunglückten knieende  
Rettungsmann die Ellenbogen der beiden Arme, zieht sie langsam und kräftig

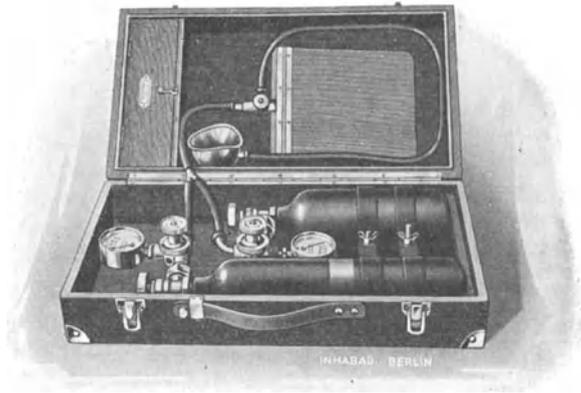


Abb. 862. Sauerstoffkoffer für Mischatmung.

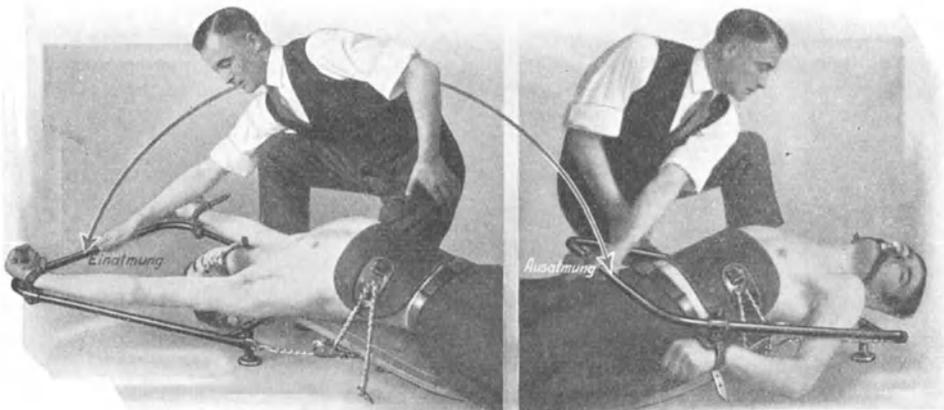


Abb. 863. Inhabad-Wiederbeleber.

nach oben über den Kopf, bis sie zu dessen beiden Seiten liegen, bringt sie  
ebenso wieder zurück und drückt sie gegen die Seiten des Bewußtlosen. Bei  
dem Schaeferschen und ebenso dem Howardschen Verfahren wird der  
Bewußtlose auf den Bauch gelegt, wobei man dem Gesicht eine saubere

Unterlage gibt. Der Rettungsmann kniet seitlich neben dem Verunglückten nieder, faßt mit beiden Händen dessen Seiten und drückt mit seinem Körpergewicht nach, so daß die Luft aus der Lunge gepreßt wird. Danach wird der Verunglückte vom Drucke entlastet, und seine Lunge saugt Luft an. Das Silvester-Verfahren ist das wirksamere. Wenn aber äußere Verletzungen, insbesondere Armbrüche, vorliegen, kann das Schaefer'sche Verfahren zweckmäßiger sein.

Von den mechanischen Hilfsmitteln zur Erzeugung der künstlichen Atmung sei hier der Inhabad-Wiederbeleber genannt (Abb. 863). Er soll die für die Durchführung der künstlichen Atmung nach Silvester erforderliche Tätigkeit des Bedienungsmannes erleichtern und besteht aus einem Brette, auf das der Bewußtlose gelegt wird, und einer damit verbundenen hebelartigen Armstreckvorrichtung mit Bauchgurt. Auch schwächliche Personen können mit Hilfe dieser Vorrichtung die künstliche Beatmung eines Verunglückten längere Zeit durchführen. Das Gerät wird mit und ohne Sauerstoffzuführung geliefert.



Abb. 864. Übungshaus der Hauptstelle für Grubenrettungswesen in Essen.

Noch einen Schritt weiter gehen die Wiederbelebungsvorrichtungen von Dr. Brat und der sog. „Pulmotor“ des Drägerwerkes. In beiden Fällen wird abwechselnd durch die Wirkung einer Strahldüse Sauerstoff mit einem gewissen Überdrucke in die Lunge geblasen und, sobald diese gefüllt ist, mittels derselben Einrichtung nach Umstellen eines Hebels wieder herausgesaugt. Bei der Vorrichtung nach Dr. Brat geschieht das Umstellen des Hebels von Hand, bei der des Drägerwerkes selbsttätig, nachdem der Überdruck bzw. die Saugwirkung eine gewisse Größe erreicht hat. Die genannten Geräte haben sich in vielen Fällen bewährt<sup>1)</sup>. Von manchen Seiten wird allerdings der Einwand erhoben, daß der in der Lunge künstlich erzeugte Über- und Unterdruck schädliche Wirkungen auf den Betäubten haben könne und daß deshalb die gewöhnliche, durch Armbewegungen und Druck auf den Unterleib herbeigeführte künstliche Atmung vorzuziehen sei<sup>2)</sup>. Amtliche Untersuchungen haben eine völlige Klärung der Frage bisher nicht herbeigeführt. Doch dürften die erhobenen Einwände keinesfalls in vollem Umfange berechtigt sein.

<sup>1)</sup> S. Anm. <sup>1)</sup> auf S. 780; — ferner Glückauf 1920, Nr. 49, S. 1000 u. f.; Dr.-Ing. R. Forstmann: Erfahrungen bei der Wiederbelebung Betäubter.

<sup>2)</sup> Zeitschr. f. d. Berg-, Hütt.- u. Sal.-Wes. 1924, S. 227 u. f.; Dr. Cramer: Ein Beitrag zur Klärung der Wiederbelebungfrage; — ferner ebenda S. 315 u. f.; Erwiderung hierauf von Dr. A. Wagner; — ferner ebenda S. 278 u. f.; Erste Hilfe im Bergwerksbetriebe.

An Wiederbelebungsgeräten standen im preußischen Bergbau Ende 1928 rund 800 im Gebrauch. Hiervon waren 26 % Inhabad-Wiederbeleber, 19 % Dr. Brat-Geräte und 55 % Pulmotoren.

48. — **Rettungsstruppen.** Für die Arbeiten mit den Sauerstoffgeräten müssen im voraus eingeübte Mannschaften vorhanden sein, deren Sicherheit im Gebrauche der Geräte in immer wiederholten Übungen aufrechterhalten werden muß. Je mehr und je besser ausgebildete Leute vorhanden sind, um so eher kann man darauf rechnen, daß im Ernstfalle der Zweck der in raucherfüllten Räumen vorzunehmenden Arbeiten erreicht wird. Für die Übungszwecke pflegt man besondere, den unterirdischen Grubenstrecken nachgebildete Räume, die sich mit Rauch und Qualm erfüllen lassen, herzurichten.

Die Arbeitsräume ordnet man zweckmäßig so an, daß sie hufeisenförmig um einen Beobachtungsraum herum sich erstrecken und von diesem durch Fenster überwacht werden können. Abb. 864 zeigt als Beispiel im Grundriß und Querschnitt das Übungshaus der Hauptstelle für das Grubenrettungswesen in Essen<sup>1)</sup>, das vier übereinander befindliche Sohlen von gleicher grundrißlicher Einteilung besitzt. Auf der einen Längsseite des Beobachtungsraumes befinden sich zwei, auf der andern drei Strecken 1–5, die, da die Innenwände aus einfachen Latten gebildet sind, sämtlich vom Beobachtungsraume überblickt werden können. Die Streckenhöhe auf den einzelnen Sohlen schwankt zwischen 0,9 und 1,9 m, die Streckenlänge auf jeder Sohle beträgt insgesamt 75 m. Die einzelnen Sohlen sind durch Fahrschächte  $F_1$ ,  $F_3$ ,  $F_4$  und einen Förderschacht  $F_2$  miteinander verbunden.

Für den Ernstfall ist vor allen Dingen anzuraten, die mit Atmungsgeräten ausgerüsteten Mannschaften nicht einzeln auszuschicken, sondern in Gruppen von 4–5 Mann gehen zu lassen, damit die Leute sich im Falle des Versagens des einen oder anderen Geräts gegenseitig helfen können. Außerdem ist nach Möglichkeit dafür zu sorgen, daß jede Gruppe von einem Führer begleitet wird, der, während die anderen mit ihren im Rahmen des Rettungsplanes liegenden Arbeiten beschäftigt sind, die ordnungsmäßige Wirkung der einzelnen Vorrichtungen beobachtet und durch Ablesen der Druckmesser den noch zur Verfügung stehenden Sauerstoffvorrat bei allen Leuten ständig überwacht.

49. — **Zentralstellen.** Wegen der Kosten, die die Beschaffung, Aufbewahrung und Instandhaltung der Atmungsgeräte verursacht, und wegen der großen Bedeutung, die eine mit ihrer Behandlung durch dauernde Übung vertraute Mannschaft hat, sind für größere Bergwerksbezirke Stellen eingerichtet worden, an denen eine reichliche Anzahl von Geräten nebst der zugehörigen Übungsmannschaft in Bereitschaft gehalten werden. Solche Zentralstellen sind z. B. diejenige für Oberschlesien in Beuthen und für den Aachener Bergbaubezirk auf Grube Maria. Außerdem wird aber meist noch auf jeder größeren Schachtanlage eine Anzahl von Atmungsgeräten in Bereitschaft gehalten und ebenso eine Rettungstruppe gebildet, die mit den Verhältnissen der Grube vertraut ist und nötigenfalls schnell zur Verfügung steht.

<sup>1)</sup> Glückauf 1922, Nr. 7, S. 185 u. f.; Dr.-Ing. R. Forstmann: Die Hauptstelle für das Grubenrettungswesen usw.

Für den westfälischen Bergbaubezirk ist gegenseitige Hilfeleistung der Zechen jetzt durch eine bei dem Bergbauverein zu Essen errichtete Hauptstelle (s. auch Ziff. 48) geregelt. Diese Stelle bestimmt, auf welche benachbarten Schachtanlagen die betroffene Zeche im Falle der Not zurückzugreifen hat, um sofort Hilfe zu finden. Von der Hauptstelle aus werden auch die Bestände und die Übungen der einzelnen Zechen dauernd überwacht.

**50. — Unterirdische Rettungs- und Sicherheitskammern.** Bei größeren Unglücksfällen ist des öfteren die Beobachtung gemacht worden, daß Leute, die sich in Sackstrecken geflüchtet und diese abgesperrt hatten, unverletzt geblieben sind. Man hat daher vorgeschlagen<sup>1)</sup>, solche Zufluchtsräume als Rettungskammern künstlich herzustellen. Sie würden dann als Abzweigungen von Grund-, Teilsohlen- und Wetterstrecken sowie von Querschlägen zu denken sein und möglichst in der Nähe von Bremsbergen angeordnet werden, um durch die Fahrrichtungen der Bremsberge möglichst schnell zugänglich zu sein. Man wird für solche Strecken ferner eine genügende Größe vorsehen müssen, um eine größere Anzahl Leute in ihnen aufnehmen zu können. Weitere Erfordernisse sind: Verschließbarkeit durch eine starke Tür, die am besten noch mit einem besonderen Holzschutz versehen wird, sowie die Möglichkeit einer Bewetterung und Anschluß an die Preßluftleitung. Der letztere wird allerdings in vielen Fällen nutzlos sein, weil die Preßluftleitung durch Explosionen oder durch herabstürzende Gesteinsmassen zerstört werden kann. Doch ist immerhin die Möglichkeit gegeben, daß wenigstens das zum Kompressor führende Haupt-Luftrohr noch unverletzt geblieben ist. Weiterhin können in solchen Kammern Sauerstoffflaschen und Atmungsgeräte sowie Sauerstoffbeutel zur Wiederbelebung Bewußtloser aufbewahrt werden. Außerdem müßte für eine ausreichende Beleuchtung durch elektrisches Licht oder durch Sicherheitslampen gesorgt werden.

Ob freilich die Anlage- und Unterhaltungskosten solcher Rettungskammern in einem angemessenen Verhältnis zu dem tatsächlichen Nutzen stehen werden, muß für die meisten Gruben fraglich bleiben. Wahrscheinlich wird man sich nur für ganz ausnahmsweise gefährliche Gruben zu so weitgehenden Maßnahmen entschließen, da für Gruben mit den durchschnittlichen Gefahrverhältnissen auf die tatsächliche Benutzung der Rettungskammern selbst im Laufe von Jahrzehnten nicht zu rechnen ist. Und selbst wenn eine Explosion eintritt, dürfte es zumeist den in Rauch, Qualm und unatembare Luft eingehüllten Menschen kaum gelingen, den Zufluchtsort zu erreichen.

Tatsächlich sind die im Ostrau-Karwiner Bezirke in den Jahren 1908—1912 eingerichteten 28 Rettungskammern wegen der Schwierigkeiten, die ihre Unterhaltung machte, heute wieder verschwunden, ohne daß sie ein einziges Mal im Ernstfalle benutzt worden wären<sup>2)</sup>.

<sup>1)</sup> Glückauf 1907, Nr. 24, S. 746 u. f.; Neff: Einrichtung von Zufluchtsräumen zur Rettung gefährdeter Bergleute; — ferner Dräger-Hefte 1931, Nr. 152, S. 1900 u. f.; W. Haase-Lampe: Das bergmännische Selbstrettungsproblem in den Vereinigten Staaten von Nordamerika.

<sup>2)</sup> S. den auf S. 759 in Anm. <sup>2)</sup> angegebenen Aufsatz von Dr. Tübben; — ferner Montanist. Rundsch. 1927, Nr. 5, S. 123 u. f.; Dr. J. Bialek: Der Stand und die Organisation des Grubenrettungsdienstes im Ostrau-Karwiner Revier.

Eine im Zwecke und in der Einrichtung den Rettungskammern ähnliche, in der Anwendung freilich verschiedene Sicherheitsvorkehrung sind die Sicherheitskammern. Während jene nur im Falle der eingetretenen Gefahr, also nach Eintritt einer Grubenexplosion aufgesucht werden sollen, dienen diese der bereits vor Eintritt der Gefahr verringerten Belegschaft während des gefährlichen Augenblicks, z. B. des Wegtuns der Schüsse, als sicherer Aufenthalt. Von diesem Mittel hat man namentlich auf solchen Gruben Gebrauch gemacht, die, wie z. B. die Kalisalzgruben im Werragebiete<sup>1)</sup> oder die niederschlesischen Steinkohlenbergwerke<sup>2)</sup> oder die französischen Kohlengruben des Plateau Central, unter plötzlichen Kohlensäure-Ausbrüchen leiden. Da solche Ausbrüche nur während des Schießens auftreten, wird zwischen den Schichten geschossen, nachdem die Hauptbelegschaft die Grube verlassen und die in der Grube verbleibende Schießmannschaft sich in die Sicherheitskammer begeben hat. Sicherheitskammern zu diesem Zwecke haben sich mehrfach bewährt<sup>3)</sup> und sind deshalb für eine Anzahl von Kalisalzgruben bergpolizeilich vorgeschrieben. Dagegen steht die Bergbehörde den oben erwähnten Rettungskammern gegenüber mehr auf dem Standpunkte, daß ihre Anlage vielleicht zu empfehlen, aber nicht zu fordern sei.

<sup>1)</sup> Kali 1912, Nr. 6, S. 125 u. f.; K. Beck: Über Kohlensäureausbrüche im Werragebiete usw.

<sup>2)</sup> S. Bd. I dieses Werkes, 6. Aufl., S. 519 u. f.

<sup>3)</sup> Glückauf 1910, Nr. 52, S. 2052 u. f.; Hagemann: Beiträge zur Geschichte des bergmännischen Rettungswesens; — ferner Österr. Zeitschr. f. Berg- u. Hütt.-Wes. 1885, Nr. 33, S. 491 u. f.; R. Schneider: Über Kohlenstaubexplosionen.

## Sachverzeichnis.

- Abadie 750, 755.  
Abbauförderung 331 u. f., 375 u. f.  
Abbau-Lokomotiven 499 u. f.  
Abbaustreckenförderung 507.  
Abbau und Wasserzuflüsse 690.  
Abbinden des Zements 101.  
Abdämmung bei Bränden 752 u. f.  
Abeles, C. 692.  
Abfallwasser 699.  
Abloten des Schachtes 198.  
Absatzweises Gefrieren 299 u. f.  
Abteufarbeit 194 u. f.  
Abteufen im schwimmenden Gebirge 215 u. f.  
— im „toten Wasser“ 234.  
— mittels Gefrierverfahrens 267 u. f., 326.  
— mittels Grundwassersenkung 223 u. f.  
— mittels Preßluft 243 u. f., 325.  
Abteuffördergerüst 200.  
Abteuffördermaschine 200.  
Abteufgedinge 199.  
Abteufkübel 201.  
Abteufpumpen 719 u. f., 729 u. f.  
Abteufverfahren 191 u. f.  
Abtreibearbeit 215 u. f.  
— Kosten 219.  
Abtreibezimmerung 66 u. f.  
Abwärtsgehende Förderung 517 u. f.  
Abzughütten 618 u. f.  
Ackermann 12, 677.  
Adam-Fueß, Spurlattenprüfer 606.  
Adler-Kaliwerke 189, 306.  
Adolfs Glück, Kalisalzbergwerk 256.  
Adolphs, O., Firma 573, 606.  
Ärolith 763.  
Ätzalkalien in Atmungsgeräten 766 u. f.  
Ahrend, W. Nachf., Füllrohre 496.  
Akazienholz 22, 29, 30.  
Akkumulatorenfabrik A.-G. 491.  
Akkumulator-Lokomotiven 479, 491 u. f., 496 u. f., 513 u. f.  
Albert, Drahtseile 577.  
Albert — Schlag 577.  
Albrecht, Dr.-Ing. 230, 247.  
Alby 283.  
Alcazement 100, 692.  
Alkali-Superoxyd-Geräte 774, 775.  
Alkohol als Kälte Träger 281.  
Allgem. Elektr.-Ges. (AEG) 485, 486, 490, 501, 502.  
Aloefaserseile 572, 580.  
„Altes Machwerk“ 577.  
Altpeter, H., Dr.-Ing. 572.  
Alvensleben, K. 489.  
Ammoniak f. Kälteerzeugung 275, 277 u. f.  
Anfahrregler 666.  
Angriffsrutsche 343.  
Anna, Steinkohlengrube 232.  
„Anpfahl“ 39, 44.  
Anschärfen der Stempel 41 u. f.  
Anschläge an Haspelschächten 546.  
Anschlag bei Bremsbergen 524.  
Anschlagpunkte f. Seilförderung 468 u. f.  
Anschlußarbeiten bei Senkschächten 239 u. f.  
Anschlußhütten 615 u. f.  
Anspitzen der Stempel 41 u. f.  
Ansteckarbeit 216 u. f.  
„Anstecken“ 67.  
— gewöhnliches 216 u. f.  
— senkrechtes 219 u. f.  
Anstrich f. Holztränkung 34.  
Antrieb der Schüttelrutschen 346 u. f.  
— — Förderbänder 364 u. f.  
Antriebsmaschine f. Seilförderung 462 u. f.  
Anzugskraft des Haspelmotors 541, 542.  
Archibald, Braunkohlengrube 268.  
Arenberg Fortsetzung, Steinkohlengrube 79, 162.  
Arguillère 325.  
Arndt & Baron, Ausbaufirma 122.  
Artesischer Brunnen 685.  
Asbest-Bremsbänder 531  
Ashmead 6.

- Atherton 323.  
 Atmosphärische Niederschläge 682.  
 Atmungsack 768.  
 Atmungsgeräte 758 u. f.  
 — Alkalisuperoxydgerät 774, 775.  
 — Audos 771, 772.  
 — Behandlung 779.  
 — Dräger 770, 771.  
 — Fleuß 766.  
 — Inhabad 772, 773.  
 — Naszogen 775, 776.  
 — Pneumatogen 775.  
 — Selbstretter 773, 774, 776.  
 — Statistik 778.  
 — Zulassung 769, 770.  
 Audos-Geräte 771, 772.  
 Aufgleisvorrichtungen 427, 428.  
 Auflegen der Förderseile 580 u. f.  
 Aufschiebevorrichtungen 622 u. f.  
 Aufsetzvorrichtungen 614 u. f.  
 Auftauen von Gefrierschächten 297 u. f.  
 Aufwärtsgehende Förderung 537 u. f.  
 Auguste Viktoria, Steinkohlengrube  
 169, 188, 291, 294, 296, 302, 390, 510.  
 Aumund, H. 329.  
 Ausbau 1 u. f.  
 — Arten 17 u. f.  
 — in Holz 19, 21 u. f.  
 — Kosten 17.  
 — mit Streckengestellen 88 u. f.  
 Ausbaustoffe 19 u. f.  
 Ausgleichgetriebe 544.  
 Ausgleichung des Seilgewichtes 637 u. f.  
 Axmann & Co., Apparatebauanstalt 544.  
 Baaker Mulde, Steinkohlengrube 212.  
 Bablik 574.  
 Backsteine 97 u. f.  
 Baden, Kalisalzbergwerk 230.  
 Bärtling, Dr. 3.  
 Bagger beim Schachtabteufen 234, 235.  
 Bahnhöfe b. d. Förderung 506 u. f.  
 Balancier-Pumpe 701.  
 Bamberger 775.  
 Bandbremse für Bremsberge 527.  
 Bandförderung 334, 362 u. f., 398, 538.  
 — für Grubenholz 650.  
 — Kosten 371, 372.  
 Bandseile 574 u. f.  
 Bansen, H. 397, 398, 471, 563, 636, 651,  
 666.  
 Barbara-G.m.b.H. 545.  
 Baronscher Ausbau 123, 124, 132, 133,  
 135.  
 Basaltausbau 96.  
 Basilit, Metallsalz 35.  
 Baumann, Sicherheitsvorrichtung 664.  
 Bauschäfer G.m.b.H. 122.  
 Bechtold 358.  
 Beck 785.  
 Becker 1.  
 — E. 595.  
 — J. 644.  
 — & Co., Firma 407.  
 Beckmann, H., Dr. 491.  
 Bedbur, Wickeltrommel 550.  
 Beeckerwerth, Steinkohlengrube 190.  
 Behr, Tandemförderung 648.  
 Beien, A., Maschinenfabrik 373, 393,  
 450, 451, 460, 533, 541, 543.  
 Beien-König, Blasversetzer 392, 493.  
 — Kipprahmen 414.  
 „Bein“ beim Pfeilerbruchbau 44.  
 — beim Türstock 47.  
 Beleuchtung beim Schachtabteufen 207.  
 Benzol-Lokomotiven 479 u. f., 496 u. f.,  
 513 u. f.  
 Berg 682.  
 „Bergbau“, Ges. f. betriebstechn. Neue-  
 rungen 421, 430, 433, 434, 499, 500.  
 Bergförderung mit Rutschen 359 u. f.  
 „Bergekasten“ 44.  
 „Bergfeste“ 214.  
 Berghoff 162.  
 Bergische Stahlindustrie 407.  
 Bergmann 362.  
 Bergmann-Elektrizitäts-Werke 501.  
 Berg's Schienenbefestigung 423, 424.  
 Berg & Co., G. m. b. H. 101.  
 Berliner Maschinenfabrik, vorm. L.  
 Schwartzkopf 494, 495, 496.  
 Berrendorf, Fangvorrichtung 556.  
 Berthold, M. 643.  
 Beschickvorrichtung für Kübel 567.  
 Béthune, Steinkohlengrube 314.  
 Betonausbau 116 u. f.  
 — für Schächte 160 u. f.  
 — Kosten 123, 124.  
 Betonformsteine 98, 121 u. f., 136, 162, 230.  
 Betonieren der Bohrschächte 256.  
 Betonierung 19.  
 Beton in Gefrierschächten 296.  
 Betonit-G. m. b. H. 101.  
 Betonkies 116.  
 Betonmischungen 116, 117.  
 Betonsenkenschächte 230 u. f.  
 Betonstempel 123.  
 Betonwasserdamm 692.

- Beuthener Zentralstelle 783.  
 Bewetterung beim Schachtabteufen 206, 207.  
 Bialek, Dr. 784.  
 Biegepressen 92, 93.  
 Binderverband 104.  
 Biquet 289.  
 Bismarckshall, Kalisalzbergwerk 306.  
 Blanchet, Schachtförderung 650.  
 Blasversatz 384 u. f.  
 — Einkammerbetrieb 388.  
 — Fördergut 386, 396.  
 — Kosten 391 u. f., 396.  
 — ohne Streckenleitung 392 u. f.  
 Blasversetzer, Kosten 395, 396.  
 Blechrutschen 332 u. f.  
 Bleiakumulatoren 492.  
 Bleichert, Ad. & Co. 596, 649.  
 Blindschachtförderung 538 u. f.  
 Blindschachtverschlüsse 557 u. f.  
 Blockierung 508.  
 Blockmotoren 541 u. f.  
 Blockverband 104, 105.  
 Bobinen 641.  
 Bochumer Eisenhütte Heintzmann & Co. 93.  
 Bockemühl, W. 660.  
 „Bockstempel“ 42.  
 Bockweiche 430.  
 Böcher, Seilschmierung 573.  
 Böck 775.  
 Böllhoff, Schienenplatte 423.  
 Boerschächte, Steinkohlengrube 650.  
 Bohrlöcher für Gefrierschächte 270.  
 Bohrmaschinenfabrik „Glückauf“ 540.  
 Bohrschächte 306, 326.  
 „Bolzen“ 39, 52.  
 Bolzenschrotzimmerung 144.  
 Borsig, A., Maschinenfabrik 493, 494, 496, 500.  
 Borussia, Steinkohlengrube 739.  
 Brände über Tage 738.  
 — unter Tage 738 u. f.  
 Branddamm 753 u. f.  
 Brandgase 756 u. f.  
 Brandgasexplosionen 756 u. f.  
 Brand, Gebr., Stromabnehmer 488.  
 Brandwetter 756.  
 Brandtüren 754.  
 Brassert, Steinkohlengrube 302.  
 Brat, Dr. 782, 783.  
 Brauns 742.  
 — Eisenwerk 622, 625.  
 Braunsteiner 96, 132, 245.  
 Breilscher Ausbau 129 u. f.  
 — Schachtausbau 165, 169, 171.  
 Brems-Beläge 531.  
 Bremsbergförderung 517 u. f.  
 — mit geschlossenem Seil 519 u. f.  
 — mit offenem Seil 519 u. f.  
 — mit Zwischenanschlügen 519 u. f.  
 Bremsbergverschlüsse 557 u. f.  
 Bremsdruckregler 664.  
 Bremsen, Kosten 533.  
 Bremsgestelle 528.  
 Bremsschächte 530 u. f.  
 Bremswerk 525.  
 Brennstoff-Lokomotiven 479 u. f., 496 u. f., 513 u. f.  
 Breyre 246, 247, 294.  
 Briartsche Führung 607.  
 Brincken, von den 170.  
 Bruchhausen 320.  
 Bruchsteinausbau 96.  
 Bruch, Teufenzeiger 663.  
 Brücher, Dr. 750.  
 Brüninghaus, Stahlwerke 332, 343, 344, 408.  
 Brunnenbusch, Laschenverbindung 490.  
 Brzeszcze, Steinkohlengrube, Galizien 296.  
 Buchenholz 22, 29, 30.  
 Buckau, Maschinenfabrik 648.  
 Buderussche Eisenwerke 694.  
 Bührig 308.  
 Buhle 565.  
 Bunkeranlage für Kübelbeschickung 567.  
 Bunkerförderung 533 u. f.  
 Bunkerverschluß 535 u. f.  
 Buntsandstein 687.  
 Butler-Schaukel 379.  
 Cabolet, P. 91, 565.  
 Caint, A. B. 446.  
 Camphausen, Steinkohlengrube 678, 679.  
 Carl Funke, Steinkohlengrube 717.  
 Carlshütte, Maschinenfabrik 349.  
 Carlstollen (Minettebezirk) 471, 695.  
 Castellengogrube, Steinkohlengrube 308.  
 Ceag, Firma 747, 748.  
 Cellon 744.  
 Centrum, Steinkohlengrube 612.  
 Chastelainsche Formel 186.  
 Chemische Fabriken vorm. Weiler ter Meer 35.

- Chemische Fabrik Grünau 102.  
 Chemisches Verfestigungsverfahren 303  
   u. f., 307 u. f.  
 Chlorkalziumlauge 280.  
 Chlormagnesiumlauge 280.  
 Christgen, Parabelscheibe 460.  
 Christian Levin, Steinkohlengrube  
   195.  
 Christian, Schachtsperre 625.  
 City Deep Ltd., Golderzbergwerk 643.  
 Cleophasgrube, Steinkohlengrube 739.  
 Collins, E. D. 446.  
 Comstockgang 685.  
 Concordia, Braunkohlengrube 649.  
 Consolidation, Steinkohlengrube 58,  
   146, 220, 223, 621, 676.  
 Constantin der Große, Steinkohlen-  
   grube 130, 170, 628.  
 Cook, Tandemförderung 648.  
 Courrières, Steinkohlengrube 304.  
 Crämer, J. H., Auffangvorrichtung 661,  
   662.  
 Cramer, Dr. 782.  
 Cremer, G. 606.  
 Czaplinski 566.  
 Czermak, A., Dr. mont. 394.  
  
 Dabrowski, Fr. 724.  
 Dämme bei Bränden 753 u. f.  
 Dahlbusch, Steinkohlengrube 535.  
 Dahlhauser Tiefbau, Steinkohlengrube  
   717.  
 Dalman, G., Dr.-Ing. 664.  
 Dammtore 691 u. f., 703.  
 — Kosten 695.  
 Dampfturbinenantrieb f. Pumpen 717.  
 Dampfwasserhaltungen 708 u. f., 714.  
 Dannenbaum, Steinkohlengrube 213,  
   214.  
 Dauerförderer 329, 476.  
 Degea-CO-Maske 759.  
 Dehnungstopfbüchse 702, 703.  
 Demag-Hausmann-Schrappversetzer  
   379.  
 Demag, Maschinenfabrik 349, 364, 365,  
   367, 373, 374, 379, 380, 394, 395, 493,  
   500, 541, 568, 589, 596, 598, 599, 601,  
   624, 638, 645, 680.  
 Demeure 252.  
 Deuschl 385.  
 Deutsche Eisenbahnsignalwerke 511  
 — Ferodo-Gesellschaft Töpfer &  
   Co. 531.  
 Deutsche Maschinenfabriks. Demag.
- Deutsche Solvaywerke 286, 300.  
 — Türstockzimmerung 47 u. f.  
 Deutscher Gußringausbau 172 u. f., 184.  
 Deutscher Kaiser, Steinkohlengrube  
   226.  
 Diehl 266.  
 Diergardt, Steinkohlengrube 244, 245,  
   266.  
 Diesel-Lokomotiven 479, 482 u. f.,  
   496 u. f., 513 u. f.  
 Differentialpumpe 707.  
 „Diplomat“, Kappschuh 85.  
 Dittmarsch 68.  
 Dobbelstein 31.  
 — O., Schachtförderung 650.  
 Dohmen, F. 591.  
 Domke 233, 286.  
 Doppelkurbelantrieb 353, 354.  
 Doppelriegelverschluß 561.  
 Doppelrollenantrieb f. Förderbänder 365.  
 Dräger-Geräte 770, 771.  
 Drägerolith 764.  
 Drägerwerk 760, 761, 764, 770, 771, 782.  
 Drahtgitterverzug 51.  
 Drahtseile 572 u. f.  
 Drahtspitze 50.  
 Drehscheiben 429.  
 Drehschranke 558.  
 Dreikantlitzenseile 575 u. f.  
 Drekopf, Dr. 198, 289.  
 Dreyer 23.  
 Drobnik 296.  
 Droste, Zwischengeschirr 600.  
 Drouet 166, 167.  
 Druckfestigkeit der Gesteine 9.  
 — des Grubenholzes 29, 30.  
 Drucklagen 1.  
 Drucklufthaspel 541 u. f.  
 Druckluftlokomotiven 479, 492 u. f.,  
   496 u. f., 499 u. f., 513 u. f.  
 Druckluftpumpen 711, 724.  
 Druckpumpen 704 u. f.  
 Druckschlauchgeräte 760 u. f.  
 Druckschlechten 14.  
 Druckverfahren f. Holztränkung 34 u. f.  
 Druckwasserpumpen 711, 712.  
 „Druckwelle“ 12 u. f.  
 Dünkelberg, K., Teufenanzeiger 663.  
 Dürener Metallwerke 589.  
 Düsseldorfer Metallwerke 81, 422,  
   423.  
 Dusterloh, Maschinenfabrik 28, 451,  
   452, 546.  
 Dütting 29.

- Dütting, H. 692.  
 Duplexpumpen 708 u. f.  
 Durchschiebetrieb 508, 627 u. f.  
 Dynamometerwagen 440.
- Ebeling** 319.  
 Eckführung 602, 603.  
 Edison-Akkumulatoren 491.  
 Édouard-Agache, Schacht 314.  
 Ehrhardt & Sehmer, Maschinenf. 713.  
 Eichenholz 22, 29, 30.  
 Eichler 158, 699.  
 Eickelberg, Schwingbühnen 615 u. f.  
 Eickhoff, Gebr., Maschinenfabrik 339,  
 340, 341, 344, 345, 347, 354, 356, 366,  
 367, 377, 382, 449, 450, 451, 465, 541,  
 680.  
 Eigen, Otto, Industriebau-G. m. b. H.  
 121, 122.  
 Eigen, Seileinband 596, 597, 599.  
 Eimerbagger 234.  
 Einbruchschüsse 196.  
 Einfallrohre 273.  
 Einschlagwecker 667.  
 Einsteckklemme 596.  
 Einröhrige Bremsberge 519 u. f.  
 — Förderung 329.  
 Eisenausbau 19, 75 u. f.  
 Eisenbeton 124 u. f., 136.  
 Eisenbetonausbau 125 u. f.  
 — für Schächte 160 u. f.  
 — Kosten 134.  
 Eisenbeton-Fördergerüste 676.  
 Eisenbeton-Formstücke 131 u. f., 136.  
 Eisenbetonschwellen 422.  
 Eisenhütte Westfalia 374, 417, 459,  
 533, 541.  
 Eisenmenger, K. 548.  
 — Blasversetzer 393 u. f.  
 Eisenportlandzement 99.  
 Eisenwerk Böhmer 407.  
 Eiserner Führungen 607 u. f.  
 Eiserner Gestellausbau, Kosten 93, 94.  
 Eiserner Türstockausbau, Kosten 87, 88.  
 Eiserner Schwellen 421.  
 Eiserner Spundwand 202 u. f.  
 Eiserner Stempel 75 u. f.  
 — — Kosten 79.  
 Elektrische Haspel 543.  
 — Wasserhaltung 712 u. f.  
 Elektrischer Antrieb von Rutschen 352  
 u. f.  
 Elektro-Apparate-G. m. b. H. 488.  
 Elektropneumatische Weichenstellung 511.
- Elektrowerk Dümpelmann 486.  
 Ellipsenradantrieb 352, 353.  
 Elliptische Mauerung 108.  
 Elster, G., Dr.-Ing. 595.  
 Emil Kirdorf, Schacht 633, 663, 679.  
 Emma, Braunkohlengrube 648.  
 Emscher-Lippe, Steinkohlengrube 317,  
 318.  
 Emscher-Mergel 687.  
 Emscherschächte, Steinkohlengrube  
 492.  
 Ende 1.  
 Endgültiger Ausbau 20.  
 Engelsburg, Steinkohlengrube 163.  
 Engert 311.  
 Englischer Gußringausbau 172 u. f., 184.  
 „Entenschnabel“ 377, 378.  
 Entwässerung des Gebirges 699 u. f.  
 Erdmenger-Siebeck, Fahrdrabt-  
 aufhängung 487.  
 Erlinghagen, C. jun. 320.  
 — Dr.-Ing. 281, 283.  
 Ernst August-Stollen 695.  
 „Ersäufen“ des Brandes 750.  
 Ersatzfördergestelle 594.  
 Essener Grünsand 687.  
 Estor, Dr.-Ing. 225.  
 Eulefeld 23.  
 Ewald, Steinkohlengrube 207.  
 Ewald-Fortsetzung, Steinkohlengrube  
 170.  
 Expansionsventil 276.  
 Eysden (Schacht in d. Campine) 286.
- Fäulnis bei Grubenholz 30.  
 Fagniez 314.  
 Fahrdrabtaufhängung 486 u. f.  
 Fahrdrabtlomotiven 479, 484 u. f.,  
 496 u. f., 513 u. f.  
 Fahrplan für Lokomotivfahung 592.  
 Fahrtregler 664 u. f.  
 Fahrgang bei Schachtabteufen 208.  
 Fahrwiderstand 435 u. f.  
 Falscher Boden 253 u. f.  
 Faltungerscheinungen 11.  
 Fangstützen 661.  
 Fangvorrichtungen 651 u. f.  
 — für Bremsberge usw. 555 u. f.  
 Fay 231.  
 Federweiche 430.  
 Feldgestänge 701.  
 Felten u. Guilleaume-Carlswerk 577.  
 Ferodo-Beläge 531.  
 Fertiggleise 421.

- Fertig-Signaleinrichtung 669 u. f.  
 Fertigweiche 433.  
 Feste Förderrutschen 332.  
 Festmeter 22.  
 Feuermeldung 745.  
 Feuerschutzlösungen 744.  
 Fichtenholz 22, 29, 30.  
 Filteranlage für Grubenwasser 697.  
 Filtergeräte 758 u. f.  
 Fingerschutzvorrichtungen an Förderwagen 403.  
 Fink 79.  
 „Firstenbänke“ 61.  
 Firstenbrände 741.  
 Firstengetriebe 67, 68.  
 Firstenstempel 43 u. f.  
 „Fix“-Platte 502.  
 Flachbänder 363 u. f.  
 Flachkipper 413 u. f.  
 Flachlitzenseile 575 u. f.  
 Flachseile 574 u. f.  
 Flach-Unterseile 586.  
 Fluß, Atmungsgeräte 766.  
 Fliegende Bremsen 527.  
 „Fliegende Stempel“ 80, 81.  
 „Fließ“ 687.  
 Flöter, F. 650.  
 Flözbrände 739 u. f.  
 Flottmann & Co. 343, 345, 347, 348, 356, 362.  
 Fluchtgeräte 759, 776.  
 Flügel, O., Eisenbetonbau G. m. b. H. 128.  
 Flüssige-Luft-Geräte 763.  
 Förderbänder 362 u. f.  
 Fördergerüste 674 u. f.  
 Fördergestelle 587 u. f.  
 — Bedienung 613 u. f.  
 Förderhängebank 611.  
 Förderhaspel 540 u. f.  
 — Aufstellung 550 u. f.  
 Förderkörbe, Förderschalen s. Fördergestelle.  
 Förderrutschenmotoren 346 u. f.  
 Förderseile 572 u. f.  
 — Kosten 586.  
 — Leistungen 586.  
 — Prüfung 582 u. f.  
 Fördertürme 677 u. f.  
 Förderung 328 u. f.  
 — mit Seil ohne Ende 454 u. f., 474 u. f.  
 — — — und Gegenseil 449.  
 — mit unterlaufender Kette 473 u. f.  
 — mit Vorder- und Hinterseil 448 u. f.  
 Förderwagen 398 u. f.  
 — Kosten 418.  
 Förderwagenreinigung 417.  
 Foerster, M. 124.  
 Folkerts 358.  
 Fontaine, Fangvorrichtung 657.  
 Forbes 759.  
 Forquin, M. 448.  
 Forstmann, R., Dr.-Ing. 563, 783.  
 Fowler, Klemmscheibe 458.  
 Francke, P., Dr.-Ing. 634.  
 François, Abteufverfahren 310, 322.  
 — Schachtausbau 119.  
 Franz Haniel, Steinkohlengrube 296.  
 Freitag, Dr. 780.  
 Freitragbare Sauerstoffgeräte 762 u. f.  
 Friedlicher Nachbar, Steinkohlengrube 212.  
 Friedrich Alfred-Hütte 91.  
 Friedrich Ernestine, Steinkohlengrube 170.  
 — Franz, Kalisalzbergwerk 307.  
 — Heinrich, Steinkohlengrube 286, 697.  
 — Thyssen, Gewerkschaft 264, 265, 344.  
 — — Steinkohlengrube 190, 672.  
 Friedrich-Wilhelmshütte 666.  
 Fritsch, W. 377.  
 Fritzsche, C. H., Dr. 358, 436.  
 Frölich u. Klüpfel, Maschinenfabrik 349, 352, 364, 365, 369, 394, 451.  
 Fromme, E. 384.  
 Frostkörperbildung 286 u. f.  
 Frostwandberechnung 284.  
 Fuchs, A., Dr. 8, 686, 689.  
 Führungsschlitten 206.  
 Führungsseile 203.  
 Führungsgerüst 676.  
 Führungstuhl bei Rutschen 345.  
 Füllortanlagen 609 u. f., 620 u. f.  
 Füllortausbau 128, 129.  
 Füllortgewölbe 110.  
 Füllstelle 495.  
 Fueß, R., Spurlattenprüfer 606.  
 Funke, A. 1, 2, 21, 40.  
 „Fußpfahl“ 39, 44.  
 Futers, T. C. 588, 608, 619, 640.  
 Gabelmitnehmer 465 u. f.  
 Gaertner, A., Dr. 6.  
 Ganze Schrotzimmerung 144.  
 Gasmotorenfabrik Deutz 477, 480, 483.  
 Gasschutzgeräte, s. Atmungsgeräte.  
 Gasterstädt 385.

- Gaze 703.  
 Gebirgsarten 4 u. f.  
 Gebirgsdruck 3 u. f.  
 — und Abbau 12 u. f.  
 — und Streckenbetrieb 14 u. f.  
 Gefälle der Ausrichtungstrecken 699.  
 Gefällestrecken am Füllort 629 u. f.  
 Gefälle und Fahrwiderstand 437 u. f.  
 Gefäßförderung 539 u. f., 564 u. f.  
 — Beurteilung 570.  
 Gefrierrohre 272.  
 Gefrierverfahren 192, 267 u. f., 326, 327.  
 — in Absätzen 299 u. f.  
 — Kosten 301 u. f., 326.  
 — Leistungen 301 u. f.  
 Gegengewichte für Bremsberge 529, 530, 532.  
 Gegenmotor 349 u. f.  
 Gegenzylinder 349 u. f.  
 „Geläufe“ 404.  
 Genart, A. 733.  
 Georgsmarienhütte 511.  
 Gerinnemesser 735.  
 Gerke 155, 307, 360.  
 Gertner 555.  
 Geschlossene Lager 405 u. f.  
 — Rutschen 333.  
 — Stürzrollen 534.  
 Geschwindigkeitsmesser 662 u. f.  
 Geschwindigkeitsregler 664.  
 Gesellschaft für Förderanlagen  
 Ernst Heckel s. Heckel, E. usw.  
 „Gespanntes“ Wasser 685.  
 Gestänge, deutsches 419.  
 — englisches 419 u. f.  
 — fliegendes 421.  
 — in gemauerten Strecken 110.  
 — Kosten 435.  
 Gestängeverlegen 424 u. f.  
 Gestänge-Wasserhaltung 701 u. f.  
 Gestellbremsberge 517.  
 Gestellförderung 564, 572 u. f., 636 u. f.  
 Getriebearbeit 215 u. f.  
 Getriebezimmerung 66 u. f.  
 Geviertausbau (in Schächten) 143.  
 Geviertzimmerung 54.  
 Gewöhnliches Abteufverfahren 191 u. f., 325.  
 Gewölbe in Mauerung 105 u. f.  
 Giese, H. 480.  
 Gilbert 707.  
 Gilfert 92, 178.  
 Gillitzer, G., Dr.-Ing. 12, 14.  
 Gittertüren 549, 557, 561, 626.  
 Gleichgewichtsrohr 253 u. f.  
 Gleichschlag bei Seilen 577.  
 Gleichstrom-Lokomotiven 479.  
 Gleitlager für Förderwagen 436.  
 Gliederbänder 362, 367 u. f.  
 Glockenheber 732.  
 „Glückauf“, Bohrmaschinenfabrik 340, 349, 350, 352.  
 „Glückauf“, Metallsalz 35.  
 Gneisenau, Steinkohlengrube 696, 697.  
 Goebel, Treibscheibenförderung 550.  
 Goetsch, H. W. 666.  
 Goetze, R. 458.  
 Goldkuhle 129.  
 Graf Beust, Steinkohlengrube 170.  
 Grahn, H. 121, 246, 452, 499, 507, 540, 546, 605, 775.  
 Granitartige Gesteine 5 u. f.  
 Greifbagger 235, 324.  
 Greiferscheibe 471, 472.  
 Grimberg, Kalisalzbergwerk 569.  
 Gröbler 694.  
 Groß, Dr.-Ing. 321.  
 Großherzog von Sachsen, Kalisalzbergwerk 248, 306.  
 Grossmann, H. u. G., Maschinenfabrik 156, 157, 681, 720, 721.  
 Grubenausbau 1 u. f.  
 — Arten 17 u. f.  
 Grubenbrände 738 u. f.  
 — Selbstentzündung 739 u. f.  
 — sonstige Ursachen 743 u. f.  
 Grubenförderung 328 u. f.  
 Grubenholz-Imprägnierung-G. m. b. H. 35, 36.  
 Grubenholztränkung 31 u. f.  
 Grubenholzverbrauch 23, 24.  
 Grubenmauerung 107 u. f.  
 Grubenrettungswesen, Hauptstellen 770, 783, 784.  
 Gruben-Total 748, 749.  
 Grubenwasser 639.  
 „Grubenzweig“ (Lokomotive) 500.  
 Grün 98.  
 Grundswellen 54.  
 Grundwasser 683 u. f.  
 Grundwasserabsenkung 223.  
 Gummipuffer für Förderwagen 403.  
 Gunderloch 492.  
 Gurtbänder 362 u. f.  
 Gußbeton 119, 160.  
 Gußeiserne Senkkörper 232.  
 Gußringausbau 172 u. f.  
 — in Gefrierschächten 293 u. f.

- Gußringausbau mit Dammator 693.  
 Gußring-Beanspruchungen 185 u. f.  
 Gußringe für Bohrschächte 252 u. f.  
 Gußringsäule, doppelte 189 u. f., 297.  
 Gußstahlkugelfabrik vorm. Friedr. Fischer 406.  
 Gutehoffnungshütte 536, 541, 666, 676.  
 Guttmann, Dr. 104.  
  
**Haack, W., Dr.-Ing.** 3, 76.  
**Haape, A.** 496.  
**Haarmann, A., Dr.-Ing.** 374, 376.  
**Haase-Lampe, W.** 758, 784.  
**Haasesche Spundwand** 222.  
**Habets, A.** 766.  
**Haenel, M.** 21, 26.  
 Hängebankanlagen 611 u. f.  
 Hängefahrt 208.  
 Hängerutschen 338 u. f.  
**Hagemann** 785.  
**Haldane, Dr.** 765.  
 Handfeuerlöscher 747 u. f.  
 Handversatz, Kosten 396.  
 „Handweiser“ 49.  
 Hanffstengel, G. v. 329, 362, 448.  
 Hangendholz 58.  
**Haniel & Lueg, Maschinenfabrik** 176, 189, 291, 584, 615, 695.  
**Hanisch** 9.  
**Hannibal, Steinkohlengrube** 678, 679.  
**Hannover, Steinkohlengrube** 91, 190, 643, 676.  
**Hanseatische Apparatebauanstalt** 763.  
**Hasak** 98.  
**Hasenclever A.-G., Maschinenfabrik** 374, 378, 381, 465, 538, 557, 625.  
 Haspelförderung 334.  
 — Kosten 554.  
 — Leistungen 553.  
 Haspelmotoren 541.  
 Haspelstube 551.  
**Hasse** 749.  
**Haton de la Goupillière** 640.  
**Hattorf, Kalisalzbewerk** 565, 730.  
**Hatzfeld** 12.  
**Hauptstelle für Grubenrettungswesen** 770, 783, 784.  
**Hauptwasserhaltung** 700.  
**Hausherr, Hinselmann & Co. (Hauhinco), Maschinenfabrik** 349, 355, 361, 368, 412, 413, 435, 487, 488, 546, 558, 625.  
  
**Hauschwamm bei Holz** 30.  
 Hautrage, Steinkohlengrube 230.  
**Haynau, M.** 491.  
**Heber** 728, 729.  
**Heckel, Ernst, m. b. H., Ges. f. Förderanlagen** 455, 456, 457, 458, 459, 466, 471, 472, 532, 538, 556, 564, 647.  
**Hecker, Dr.** 42.  
**Heilandt, A., Dr.-Ing.** 585.  
**Heimboldshausen, Kalisalzbewerk** 565.  
**Heinemannscher Kniegelenkschuh** 55.  
 — Gelenkausbau 86, 87.  
**Heinitzgrube, Steinkohlengrube** 296.  
**Heinrich, J.** 411, 424.  
**Heinrichsfreudegrube, Steinkohlengrube** 307.  
**Heinrichsglückgrube, Steinkohlengrube** 319, 321.  
**Heise, Dr.-Ing.** 258, 289, 291, 297, 308.  
 „Heitholz“ 143.  
**Helchteren-Zolder, Schacht i. d. Campine** 286.  
**Helm bei Atmungsgeräten** 769.  
**Hendrik, Schacht in Holland** 260.  
**Henke** 296.  
**Henrard** 288, 298.  
**Hentschel, A.** 31, 37, 389, 482, 689.  
**Herbst, Fr., Dr.-Ing.** 31, 37, 439, 539, 565, 568, 571, 572, 648, 649, 652.  
 — H. 26, 572, 573, 574, 575, 582, 585, 594, 595, 637, 644, 664.  
**Heringhaussche Biegepresse** 92.  
 „Herkules“-Presse 93.  
**Hermann, Steinkohlengrube** 209.  
**Hermenegildschacht, Steinkohlengrube** 166.  
**Herzbruch** 692.  
**Herzbruchscher Ausbau** 123.  
**Herzbruch & Axmann, Firma** 122.  
 „Herzstück“ 432.  
**Hese, Ernst, Maschinenfabrik** 473, 546, 560, 591.  
**Hesseln, Spurlattenverbindung** 604.  
**Heß, F.** 672.  
**Heuer-Hammer, Firma** 596, 597.  
**Heumann, H., Dr.-Ing.** 454.  
**Hildesia, Kalisalzbewerk** 307.  
**Hilfsdämme bei Bränden** 752 u. f.  
**Hilt** 739.  
**Hindte, W. v.** 429.  
**Hinselmann, Gebr., Maschinenfabrik** 341, 344, 345, 349, 374.  
**Hinselmannscher Stempel** 75.

- Hippel, H. v. 459.  
 Hirschwald, I. 4.  
 Hloch 775.  
 Hobel-Fangvorrichtung 659.  
 Hochdruckblasverfahren 384 u. f.  
 Hochkipper 413 u. f.  
 Hochofenzement 99.  
 Höing, Schienennagel 423.  
 Hölzerne Förderwagen 400, 419.  
 — Spundwand 220.  
 Hoesch-Köln Neuessen A.-G. 559, 713.  
 Hoffmann, A. 191.  
 — C. 483, 542, 636, 643, 662, 666, 710.  
 — H., Dr. 483, 542, 636, 643, 662, 666, 697, 699, 710.  
 Hohendahl, Mitnehmergabel 467.  
 Hohenzollern, Steinkohlengrube 521.  
 Holländische Staatsgruben 708, 709.  
 Holzarten 21 u. f.  
 Holzbausbau 19, 21 u. f.  
 Holzbearbeitungsmaschinen 24 u. f.  
 Holzführungen in Schächten 604 u. f.  
 Holzmann, Phil. & Co. 244.  
 Holzmauerung für Schächte 159.  
 Holzpfeller 45 u. f.  
 „Holzschränke“ 45.  
 Holzschwellen 420.  
 Holztränkung 31 u. f.  
 — Kosten 37.  
 Holzverbrauch 23, 24.  
 Holzwagen 411, 412.  
 Holzwirtschaft 26 u. f.  
 Honigmann 189.  
 — Natronlokomotive 477.  
 — Schachtbohrverfahren 192, 253, 258 u. f., 326.  
 Horst, H., Dr. 601.  
 Howard, Atmungsverfahren 781, 782.  
 Hruška 750.  
 Hubpumpen 704 u. f.  
 Hüttenzement 100.  
 Hufeisenkuppelung 442.  
 Hugo, Steinkohlengrube 235, 539.  
 Humboldt-Deutz, Maschinenfabrik 483.  
 Hydraulischer Mörtel 95, 98 u. f.  
  
 Ickern, Steinkohlengrube 244, 245.  
 Igel, Dr. 479.  
 Ilberg, Wagenumlauf 546, 547.  
 Ilseder Hütte 568.  
 Imprägnation des Grubenholzes 31 u. f.  
 Inertol 101.  
 Inhabad-Gerät 772, 773, 775, 776.  
 — Wiederbeleber 781, 782.  
  
 Isselburger Hütte 666.  
 Itzenplitz, Steinkohlengrube 647.  
 Iversen, Fahrtregler 666.  
  
 Jahnke-Keinath, Beschleunigungsmesser 584, 585.  
 Jahns, Dr. 444, 446.  
 Jarrahholz 604.  
 Jesser, L. 8.  
 „Joch“ 143.  
 Johanne Henriette, Braunkohlengrube 648, 649.  
 Johnson, Steinkohlengrube 6.  
 Joosten, Dr.-Ing. 278, 284, 307, 308, 310.  
 — Verfestigungsverfahren 693.  
 Jordan 658.  
 — Fangvorrichtung 658.  
 Jüngst, E., Dr. 563.  
 Jungeblodt 179, 294.  
 Jurid-Masse 531.  
 Just 364.  
  
 Kabelseile 576.  
 Kälteerzeugungsanlage 274.  
 Kälteflüssigkeit 280 u. f.  
 Kain, G. 752.  
 Kaiser, E. 384.  
 Kaliwerke Aschersleben 565.  
 Kalkschlammpumpe 750.  
 Kalkschnitte 1, 2.  
 Kalottenverbindung f. Rutschen 345.  
 Kaltheuner, H. 611, 639.  
 „Kappe“ 40, 47.  
 Kappenausbau, eiserner 85, 86.  
 Kappengewölbe 113.  
 Kappwinkel 82, 84.  
 Karl Alexander, Steinkohlengrube 286.  
 Karlik, Klemmscheibe 458, 459.  
 Karrenförderung 331.  
 Kastenbänder 371.  
 Katz 759.  
 Kaufmann 167.  
 Kausche 595 u. f.  
 Kegel 284, 439, 693, 699.  
 Keilhack, Dr. 682.  
 Keilkranz 173 u. f.  
 Keilkranzbett 174.  
 Keilrohr 271.  
 Keilverbindung bei Rutschen 343.  
 Keinath 584.  
 Kellner & Flothmann, Maschinenfabrik 596, 601, 637.  
 Kernholz 28.  
 „Kernfäule“ 31.

- „Kessel“ 2.  
 Kettenförderung 448 u. f., 474 u. f.  
 Kettengreiferschleife 471, 472.  
 Kever, P. 258.  
 Kidderschacht (Amerika) 246.  
 Kiefernholz 22, 29, 30.  
 Kiesel, A. 521.  
 Kind-Chaudron, Bohrschächte 192, 247  
 u. f., 262, 303, 306, 326, 327.  
 Kindermann, G. C. 13.  
 Kippriegelverschluß 561.  
 Kippstellenausbau 63, 64.  
 Kippwagenförderung 570.  
 Kirchbach-Werke 531.  
 Kirschnioks Raubspindel 27.  
 Klappriegel für Schachtbühnen 157.  
 Klein 700.  
 Klein, G. 219.  
 — L. 595.  
 Kleinhaspel 449, 450.  
 Kleinholz, Herm., Eisenwerkstätten  
 594.  
 Kleinlogel 101, 102.  
 Klemmscheiben 458 u. f.  
 Kletterweiche 434.  
 Kletterwendeplatte 429.  
 Klever, Kuppelung 441, 442.  
 Klinkermauerung 97.  
 Klötzeldamm 753.  
 Klötzelveertäfelung 218.  
 Knepper, M., Dr.-Ing. 334, 376.  
 Knicksicherung 702.  
 Knicausbau 54 u. f.  
 Kniegelenkausbau, eiserner 86 u. f.  
 Knieschuhe, eiserne 55 u. f.  
 Koch, Fliehkraftregler 666.  
 — N., Schienenplatte 423.  
 — W. 379, 384.  
 Kögler, F., Dr.-Ing. 425, 674.  
 Kölner Bergwerksverein 492.  
 König, C. B., Firma 761.  
 Königs Blasversetzer 392, 393.  
 — Kipprahmen 414.  
 Königsborn, Steinkohlengrube 679.  
 Königsgrube, Steinkohlengrube 562.  
 Königstange 599.  
 Koepe, Bremsgestell 528, 529.  
 Koepe-Förderung 643 u. f., 677.  
 Körfer, C., Dr.-Ing. 487, 666, 669.  
 Körting, Gebr., Maschinenfabrik 723.  
 Kogelheide, Kastenförderung 570.  
 Kohlenoxyd bei Bränden 757, 758.  
 Kohlenoxydfilter 759.  
 Kohlensäureatmung 780.  
 Kohlensäure-Ausbrüche 10, 785.  
 Kohlensäure für Kälteerzeugung 277 u. f.  
 Kohlmeyerscher Kappschuh 84.  
 Kohlus-Kuppelung 442.  
 Kohout, J. 755.  
 Kolbenhaspel 541 u. f.  
 Kolbenlose Pumpen 724.  
 Kolbenpumpen 700, 704 u. f., 718.  
 Kompensatoren 702, 703.  
 Kondensator 275.  
 Koneczny, F. 732.  
 Konische Seilkörbe 642, 643.  
 Konkretionen 2.  
 Konsol. Fürstensteiner Gruben 738.  
 Kopfbeschickung bei Rutschen 338.  
 Kopfführung 602 u. f.  
 Korbogengewölbe 106.  
 Korfmann, H., Maschinenfabrik 25, 81,  
 90, 94, 412, 434, 546.  
 Kornfeld-Bußmann, Schienenplatte  
 422, 423.  
 Korrosionen 716.  
 Kranzplatten 428 u. f.  
 Kranzschüsse 196.  
 Kratzbandförderung 334, 372 u. f.  
 Krecke 265.  
 Kreisbogengewölbe 106.  
 Kreiselumpen 700, 714 u. f.  
 — Antrieb 717 u. f.  
 Kreiselwipper 412.  
 „Kreuzlager“ 45.  
 Kreuzschlagseile 576 u. f.  
 Kreuzsteinausbau 134.  
 Kreuzverband 105.  
 Krupp, Fried. A.-G. 187, 190, 676.  
 Kruppsche Steinkohlengruben 90.  
 Kruskopf, H. & E., G. m. b. H. 35.  
 Kübelförderung 539 u. f., 564 u. f.  
 Kübel für Schachtbteufen 201.  
 Kübelkippvorrichtung 202.  
 Kühn, P. 47, 117.  
 Künstler & Co., Weichenfabrik 432, 434.  
 Künstliche Atmung 781 u. f.  
 Küper, Th. & Söhne, Firma 531.  
 Küppers, K. 334.  
 Kùvelage 172 u. f.  
 — hölzerne 144.  
 Kugellager für Förderwagen 406, 436.  
 Kugelrutschen 338, 341 u. f.  
 Kukuk, Dr. 2.  
 Kunstkreuz 701.  
 Kupka, R. 750.  
 Kuppelkette 441.  
 Kurvenrollen 464 u. f., 472.

- Lademaschinen 334.  
 Ladetisch 535.  
 Ladevorrichtungen 376 u. f.  
 Ladewagen 374, 375.  
 Längsschlagseile 576 u. f.  
 Lärchenholz 22, 29.  
 Läuferverband 104.  
 Lager am Förderwagen 404 u. f.  
 Lahoussay, L. 608, 643.  
 La Houve, Steinkohlengrube 568.  
 Lamm-Francq, Heißwasserlokomotive  
 Landgraber 286, 723. [477.  
 Langecker 3.  
 Langenbrahm, Steinkohlengrube 147.  
 Lang, Förderseile 576.  
 Larssensche Spundwand 220.  
 Laschen für Schienen 426, 427, 490.  
 Latentes Arbeitsvermögen 9, 13.  
 Laubholz 22, 29, 30.  
 Laudahn, W. 483.  
 Laufbremse 526.  
 Laufkranz an Rädern 410.  
 Laufkranzreibung 436.  
 Laugennester 272.  
 Laura en Vereeniging, Steinkohlen-  
 grube 733.  
 Lautsprechende Telephone 673.  
 Lechler, P., Firma 101.  
 Lehrgerüste 112, 118.  
 „Leibungsfläche“ 107.  
 Leichtmetall-Fördergestelle 589.  
 Leichtmetall-Förderwagen 401.  
 Leichtmetall-Haspel 451.  
 Leinau, Dr. 96, 156, 748.  
 Leistungsgleichungen für Fördervorrich-  
 tungen 329, 330.  
 Leitbäume in Schächten 604.  
 Leonard-Schaltung 665.  
 Leuna-Benzin 481.  
 Leyendecker, Rollenkorb 407.  
 — Versatzschleuder 382, 383.  
 „Liegendholz“ 58.  
 Liévin, Bergwerksgesellschaft 166.  
 Lincke, M. 21.  
 Linkenbach, L. 733.  
 Linksweiche 430.  
 Litzenseile 575.  
 „Lobelin-Ingelheim“ 780.  
 „Löffeln“ in Bohrschächten 252.  
 Löschmittel bei Grubenbränden 744 u. f.  
 „Lösen“ 1.  
 Löwe, L. 307.  
 Lohbergschächte, Steinkohlengrube  
 190, 286.  
 Lohmann 308, 499.  
 — Fangvorrichtung 657.  
 Lokomotivbetrieb am Füllort 628 u. f.  
 Lokomotivförderung 477.  
 — Leistungen 496, 513 u. f.  
 — Kosten 513 u. f.  
 Lokomotivwerkstätten 511, 512.  
 Lombois 314.  
 Londonderry Colliery 287, 288.  
 Lorenz, H. 724.  
 Lowens, B. H. 379.  
 Lucas, F. 362.  
 Lüthgen 15.  
 Luftmörtel 95, 98.  
 Luftverbrauch des Menschen 765.  
 Lungenkraftgeräte 767 u. f., 770, 771.  
 Mähner, Schachtförderung 650.  
 Maereks, J. 14, 47, 334, 435, 455, 531,  
 542, 653.  
 Magnesiaement 103.  
 Mammutpumpen 700, 724 u. f.  
 Mang, J. 21, 25.  
 Mannschaftsfahrung mit Lokomotiven 512.  
 Mannschaftswagen 513.  
 Mansfelder Kupferschieferbergbau 332,  
 346.  
 Marbach, Dr.-Ing. 143, 188.  
 Mariagrube, Zentralstelle 783.  
 Mariaschacht, Erzbergwerk 739.  
 Markgräfler, Kalisalzbergwerk 230.  
 Maschendrahttüren 594.  
 Maschinenmäßige Streckenförderung 439,  
 447 u. f.  
 Masken bei Atmungsgeräten 769.  
 Massen, Steinkohlengrube 228.  
 Matador, Braunkohlengrube 223.  
 Matthiaß, W., Dr. 62, 504, 672, 750.  
 Mauerfüße 151.  
 Mauersenschächte 228.  
 Mauerung 19, 95 u. f.  
 — in Gefrierschächten 296.  
 — Kosten 115.  
 Mauerungsabsätze 151.  
 Maurits, Steinkohlengrube 679.  
 Mautner, Dr.-Ing. 187.  
 Max 750.  
 Maximilian, Steinkohlengrube 189.  
 Mayer, F., Dr. mont. 397.  
 — J. 755.  
 Meinberg, G. 379.  
 Meinicke 640.  
 Meißen, Steinkohlengrube 567.  
 Mellin, R. 664.

- Merkur, Erzbergwerk 733.  
 Meßbunker 567.  
 Meuskens 311.  
 Meuß 26, 426, 747, 759, 775.  
 Meyer 510.  
 — G. A., Dr.-Ing. 98, 116, 124, 162, 762.  
 — K. 379.  
 — K. Th. 352.  
 Meyers, A. 448.  
 Minderscher Kreuzsteinausbau 134.  
 Minimaxgeräte 747, 748.  
 Minister Achenbach, Steinkohlengrube 379.  
 — Stein, Steinkohlengrube 512, 633.  
 Mitnehmer 465 u. f.  
 Mittelantrieb für Förderbänder 365.  
 Mix & Genest A.-G. 670, 672.  
 Möhrle, Th. 563, 674, 677, 680.  
 Mönninghoff, Maschinenfabrik 415, 451, 546, 548, 561.  
 Mörtelmischungen 102 u. f.  
 Moll Söhne, F. W., Maschinenfabrik 55, 333, 561.  
 Mollscher Gelenkausbau 87, 90.  
 — Spitzbogenausbau 91.  
 Mommertz 298.  
 Mommertzscher Stempel 75.  
 Monopol, Steinkohlengrube 384.  
 Montania, Maschinenfabrik 480.  
 Moosbüchse 253 u. f.  
 Morin 316.  
 Morsbach 177, 199, 315.  
 Mortonschacht (Amerika) 231.  
 Motorenfabrik Oberursel 480.  
 Müggenburg, Rutschenantrieb 357.  
 Mühlenbau- u. Industrie A.-G. (Miag) 390.  
 Mühlhofer, L., Dr.-Ing. 119.  
 Müller, Herm., Firma 79.  
 — H. 188, 223.  
 — H., Dr.-Ing. 544.  
 — O. 9.  
 — W. 346.  
 Müller-Neuglück, H. H., Dr.-Ing. 483.  
 Münzner, F. A., G. m. b. H. 598.  
 — Fangvorrichtung 658.  
 Muldenbänder 363 u. f.  
 Muldenwagen 401.  
 Mundstückatmung 767 u. f.  
  
 Nachgiebige Eisentürstöcke 82 u. f.  
 — eiserne Stempel 76.  
 — Mauerung 113 u. f.  
 — *Polygonzimmerung* 56.  
  
 Nachgiebige Schachtmauerung 158 u. f.  
 — Schalholzzimmerung 59 u. f.  
 — Spurlattenhalter 540.  
 — Türstockzimmerung 52 u. f.  
 Nachgiebiger Ausbau 17 u. f., 38 u. f.  
 — Betonausbau 120, 170.  
 — Eisenbetonausbau 131.  
 Nadelholz 22, 29, 30.  
 Nasenatmung 767 u. f., 769.  
 Naßlöcher 747 u. f.  
 Naszogengeräte 775, 776.  
 Natter, Dr.-Ing. 13.  
 Nattkemper, E. 484, 733.  
 Nebenseile als Seilgewichtsausgleich 640, 641.  
 Neff 784.  
 Nellenscher Stempel 77, 78.  
 Netzrutschen 374.  
 Neubauer, H. 732.  
 — Schachtausbau von 163.  
 Neu-Diepenbrock, Erzbergwerk 739.  
 Neufeldt & Kuhnke G. m. b. H. 671, 672.  
 Neuhaus & Co., Maschinenfabrik 727.  
 Neumühl, Steinkohlengrube 90, 163.  
 New-Orient-Mine (Amerika) 633.  
 Nickel-Kadmium-Akkumulator 491.  
 Niederdruckblasverfahren 384, 390 u. f.  
 Niedersachsen, Kalisalzbergwerk 290.  
 Niederschlagshöhe 683.  
 Niepmann 179.  
 Nieß 4, 159.  
 Noniusstempel 75.  
 Norkus 315, 379.  
 „Normalisieren“ 92.  
 Notbohm, Aufschiebevorrichtung 623.  
 — Schwingbühne 616.  
 Notglied für Förderketten 473.  
 Notkeps 661.  
 Nutz-*tkm* bei der Streckenförderung 441.  
  
 Oberirdische Wasserhaltung 701 u. f.  
 Oberschl. Grubenbrandkommission 741.  
 Örterbrennsberge 517.  
 Offene Lager 404, 405.  
 Ohnesorge, A., Dr.-Ing. 381, 649.  
 — O. 77.  
 — — Ausgleichgetriebe 457, 458, 459, 544.  
 — — Schukkettscheibe 544, 545, 647.  
 Oranje-Nassau, Schacht in Holland 292.  
 „Orgelstempel“ 44. [717.  
 Ostermann, W. 405, 436, 440, 499, 715,

- Ostertag, Dr. 362.  
 Ostrau-Karwin, Rettungskammern 784.  
 Otten 625.
- Palandt 81.  
 Palisa, Blasversetzer 394.  
 Panzerplatten-Akkumulatoren 491.  
 Parabelscheibe 460, 472.  
 Para-Gertrol 531.  
 Parallelogrammbügel 488.  
 Parker, J. 643.  
 Passauer, A. 484, 508.  
 Patentverschlossene Seile 576.  
 Patronen für Atmungsgeräte 767.  
 Pattberg 232.  
 Pattberg-Schächte, Steinkohlengrube 536.  
 Pattbergsches Stoßbohrverfahren 236, 242.  
 Peinert 290.  
 Peisen, Kranzplatte 428.  
 Pendelatmung 767.  
 Pendelförderer 329, 330.  
 Pendelrutschen 338.  
 Pendelstabverschluß 549.  
 Perrecy, Grube in Frankreich 301.  
 Perspektivpumpen 705.  
 Peyinghaus, W., Maschinenfabrik 412.  
 „Pfändung“ 67.  
 Pfändungsbau 74.  
 Pferdeförderung 438, 444 u. f.  
 — Kosten 446, 447.  
 Pferdeställe 445.  
 Pflingstmann-Werke 407.  
 Pfeleiderer 682.  
 Philipp, H. 55, 132, 134, 354, 604.  
 Philippi, W., Dr.-Ing. 643, 662, 671.  
 Phönix, A.-G. 79.  
 Piffaut 301.  
 Pilař, J. 755.  
 Planmäßiger Ausbau 138.  
 Plattenbänder 367 u. f., 538.  
 Plattenweiche 431.  
 Pneumatogen 775.  
 Pöhlauer Schacht 308.  
 Poetsch 267, 268.  
 Polnische Türstockzimmerung 47 u. f.  
 Polygonausbau 54 u. f.  
 Pommer 676.  
 Portier 304, 309.  
 Portlandzement 99.  
 Prein & Co., Maschinenfabrik 734.  
 Prellträger 661.
- Preßbeton 119.  
 Pressen für Senkschächte 238.  
 Presser, M. 346.  
 Preßluft-Abteufverfahren 243 u. f., 325.  
 Preßlufthaspel 541 u. f.  
 Preßluftlokomotiven 479, 492 u. f., 499 u. f., 513 u. f.  
 Preßluftpumpen 711.  
 Pressungserscheinungen 16.  
 Preußengrube, Steinkohlengrube 166, 296.  
 Priestmannscher Greifbagger 235.  
 Prosper, Steinkohlengrube 79, 384, 619.  
 Proxylon 775.  
 Pütz, Dr.-Ing. 333.  
 Pufferblock 591.  
 „Pulmotor“ 782, 783.  
 Pulsometer 700, 726 u. f.  
 Pumpen 700 u. f.  
 Pumpenkammern 717 u. f.
- Quast 29.  
 Queensscher Kappschuh 85.  
 „Quellen“ des Gebirges 3, 7.  
 Quetschhölzer 40, 52, 53, 55, 84.
- Radbod, Steinkohlengrube 115, 209, 318, 748, 754.  
 Radsatz 404.  
 Radstand 410.  
 Radzionkau-Grube, Steinkohlengrube 647.  
 Ransbach, Kalisalzbergwerk 565, 566.  
 Rasenhängebank 611.  
 Rasselwecker 667.  
 „Rauben“ des Grubenholzes 26 u. f.  
 Raubspindel 27.  
 Raummeter 22.  
 Rechtsweiche 430.  
 Recklinghauser Sandmergel 687.  
 Recktenwald, J. 492.  
 Refrigerator 277.  
 Reibung bei der Streckenförderung 435 u. f.  
 Reibungstrommel 460.  
 Reichard 190.  
 Reifholz 28.  
 Reinhardtscher Ausbau 86.  
 Retardierapparat 665.  
 Rettungskammern 784.  
 Rettungsgruppen 783.  
 Reuß, Gebr., Maschinenfabrik 591.  
 Revierweises Anfahren 591.  
 Rheinelbe, Steinkohlengrube 167, 171.

- Rheiner Maschinenfabrik Windhoff 482.  
 Rheinische Maschinenfabrik und Eisengießerei A. Röper 545.  
 Rheinisch-Westfälische Schachtbaugesellschaft 163.  
 Rheinpreußen, Steinkohlengrube 41, 195, 226, 232, 303, 362, 536, 547, 673.  
 Richter, A. 393.  
 Richtpressen 92, 93.  
 Riedler, schnellaufende Pumpen 712.  
 Riegelkeps 615.  
 Riemer, J. 188, 189, 232, 693.  
 Riepert 171.  
 Riesekondensator 275.  
 Rieselkränze 744.  
 Ringausbau für Schächte 147 u. f.  
 Risse im Gebirge 1, 13.  
 Rittingerpumpen 704 u. f.  
 Robert, H. 674.  
 Roelen, W., Dr.-Ing. 376, 398, 419, 428, 594.  
 Römer, Sicherheitsvorrichtung 664.  
 Roeren, C., Dr.-Ing., Kurbelverschluß 566.  
 Rohde, F. 384.  
 Rohdescher Stempel 79, 80.  
 Rollenböcke 363 u. f.  
 Rollende Förderung 331.  
 Rollen, geschlossene 534.  
 Rollenhemmvorrichtung 591, 592.  
 Rollenkorb 407.  
 Rollenlager für Förderwagen 436.  
 Rollenrutschen 338 u. f.  
 Rollochförderung 533 u. f.  
 Rollweiche 434.  
 Romazement 99.  
 Romberg, Kippriegel 561.  
 — Rollenhemmung 591.  
 Rosenblumendelle, Steinkohlengrube 699.  
 Rosenstein 304.  
 Rossenbeck 639.  
 Rottenbacher 212.  
 Rüpingsches Tränkverfahren 37.  
 Rütgerswerke A.-G. 35.  
 Ruhrthaler Maschinenfabrik 480, 481, 482, 484, 493.  
 Rundlitzenseile 575 u. f.  
 Rundseile 575 u. f.  
 Rutenbornscher Stempel 79, 80.  
 Rutschenbau 375.  
 Rutschenförderung 332, 397.  
 — Bewegungsvorgang 334 u. f.  
 Rutschenförderung, Kosten 358.  
 Rutschenmotor, Aufstellung 354.  
 — Kraftbedarf 357.  
 Rutschenquerschnitte 342.  
 Rutschenverbindungen 343 u. f.  
 Ryba, G. 674, 758, 763.  
 Sachsen, Steinkohlengrube 209, 689.  
 Sachsen-Weimar, Kalisalzbergwerk 179, 308, 320.  
 Sackbohrer 234.  
 Saclier 314.  
 Salzlösungen f. Holztränkung 33 u. f.  
 Sammelring 273.  
 Sammelrutschen 361, 362.  
 Sande von Haltern 687.  
 Sandsteinartige Gesteine 5.  
 Sandviken-Bänder 363.  
 „Sargdeckel“ 2.  
 Sassenbergs Druckwasserverfahren 239.  
 Sauerbrey, E. 381, 681.  
 Saueremann, A. 451, 496, 542.  
 Sauerstoffgeräte 758, 762 u. f.  
 — Beurteilung 777, 778.  
 Sauerstoffflaschen 766.  
 — Füllung 779, 780.  
 Sauerstoffkoffer 780, 781.  
 Sauerstofftaschen 780.  
 Saugkorb 731.  
 Saugschlauchgeräte 760.  
 Saug- und Druckverfahren f. Holztränkung 35 u. f.  
 Schachtabböhrern 247 u. f., 326.  
 Schachtabteufen 191 u. f., s. a. Abteufen.  
 — Kosten 209, 210.  
 — Leistungen 209.  
 Schachtausbau 142 u. f.  
 — Kosten 146, 150, 151, 160, 163.  
 Schachtbau Thyssen-G. m. b. H. 176, 190, 292, 295.  
 Schachtbohrer 250, 261.  
 Schachtbohrverfahren 192.  
 — Leistungen 257.  
 — Kosten 257, 258, 326.  
 — nach Kind-Chaudron 247 u. f., 326.  
 Schachtförderung 563 u. f.  
 — Kosten 634 u. f.  
 — Leistungen 631 u. f.  
 — mit endlosem Zugmittel 648 u. f.  
 Schachtgeviert 147.  
 Schachthochbrechen 213.  
 Schachtleitungen 602 u. f.  
 Schachtmauerung 150 u. f.  
 Schachtpfropfen 233.

- Schachtringe 147 u. f.  
 Schachtsperren 625 u. f.  
 Schachtsumpfpentleerer 733, 734.  
 Schachtwirkungsgrad 634.  
 Schadt, J. 552.  
 Schaefer, Atmungsverfahren 781, 782.  
 Schäfer, H. 96.  
 Schäfer-Hinselmanscher Ausbau  
 122.  
 Schalholzzimmerung 56 u. f.  
 — Kosten 64, 65.  
 Schalker Eisenhütte 541.  
 „Schar“ 48.  
 Schaukelbecherwerk 649.  
 Schaumlöcher 748.  
 Scheiben-Bandbremse 528.  
 Scheibenhaspel 541, 551.  
 Scheibenmauer 105 u. f.  
 Scheibenräder 410.  
 „Scheiden“ 50.  
 „Scheiterhaufen“ 45.  
 Scherer, W. 663.  
 Schiebebühnen 434, 435.  
 Schiebetüren 549.  
 Schieferkaute, Kalisalzbergwerk 290.  
 Schienen 419 u. f.  
 Schienenbefestigungen 422 u. f.  
 Schienenbettung 426.  
 Schienen, Kosten 435.  
 Schienenlaschen 426, 427.  
 Schienennägel 422 u. f., 426.  
 Schienenplatten 422 u. f.  
 Schimpf, M. 393, 689, 717, 735.  
 Schlackensteine 98.  
 Schläucherrohr 731.  
 Schlammdämme 755.  
 Schlammischer 751.  
 Schlammlöffel 252.  
 Schlattmann 12, 297.  
 Schlauchgeräte 758 u. f.  
 — Beurteilung 777, 778.  
 „Schlechten“ 1.  
 Schleichströme 489.  
 Schleifbügel 488.  
 „Schleifenförderung“ 505.  
 „Schleppen“ 331.  
 Schlepperförderung 438, 444.  
 Schlepperhaspelförderung 449 u. f.  
 — Kosten 453.  
 Schleuderbeton 162.  
 Schleuderpumpen 714 u. f.  
 Schlüsselstollen im Mansfeldschen  
 695.  
 Schlüter 171.  
 Schlüter, Fr., A.-G. 127, 128, 167.  
 — F., Dr.-Ing. 692.  
 — H. 120.  
 Schmelzzement 100.  
 Schmid, G. 169, 291, 294.  
 — Leonh., Firma 25.  
 Schmidt 267, 283, 418.  
 — Fr., Dr.-Ing. 643, 664, 666, 677.  
 —, Kranz & Co., Maschinenfabrik 353,  
 381, 383.  
 Schmierwipper 612.  
 Schneider 785.  
 — Radsatz 407, 408.  
 Schneidschuh 225 u. f.  
 Schnell-Signaleinrichtung 669 u. f.  
 Schönfeld, Fahrtregler 666.  
 — Fangvorrichtung 658, 659.  
 — G., Förderwagenreinigung 417.  
 — P. 658.  
 Schonopp 220.  
 Schrapper 334.  
 Schrappförderung 378 u. f.  
 Schrappersatz, Kosten 381, 382.  
 Schrappversetzer 379 u. f., 396.  
 Schraubenwinden für Senkschächte 238.  
 Schröder, W. 393.  
 Schrotzimmerung 144.  
 Schüchtermann & Kremer-Baum,  
 Maschinenfabrik 624.  
 Schumann, Atmungsgerät 763.  
 Schütt 565.  
 Schüttelrutschen 334 u. f.  
 Schüttelrutschenförderung, Kosten 358.  
 Schuhkettenscheibe 544, 545.  
 Schulte & Co. m. b. H., Hammerwerk  
 468.  
 Schulz 441.  
 — W. 25, 325.  
 Schulze, C., Dr.-Ing. 653.  
 — P. 162.  
 Schurig, A. 458.  
 Schußanordnung beim Abteufen 197.  
 Schwade & Co., Maschinenfabrik 708,  
 710.  
 Schwalbenschwanzzimmerung 65.  
 Schwann, Atmungsgeräte 766.  
 Schwartzkopff 471.  
 Schwartzkopff-Lokomotiven 494, 495,  
 496.  
 Schwarz, Herm., Komm.-Ges. 72, 413,  
 415.  
 Schwarzscher Gelenkausbau 87, 88.  
 — Stempel 75, 78, 80.  
 Schwebende Bühne 155 u. f.

- „Schweben“ in Flözen 43.  
 Schweder, Fangvorrichtung 658.  
 Schwefelkies und Grubenbrand 740.  
 Schwellen 420 u. f.  
 Schwemann 41.  
 Schwenkbühne 523, 524.  
 Schweröl-Lokomotiven 480, 482 u. f., 513  
 u. f.  
 Schwerspatbildung 689.  
 Schwesigscher Pfändungsbügel 74, 75.  
 Schwidtal, Schachtförderung 650.  
 Schwimmerpumpe 734.  
 Schwingbühne als Kippriegel 562.  
 Schwingbühnen 615 u. f.  
 Seegraben, Grubenbrand 738.  
 Segmentweises Ausmauern 157, 158.  
 Seibert 403.  
 Seidl, E., Dr.-Ing. 3.  
 Seigere Bremsschächte 530 u. f.  
 Seilauflösevorrichtungen 661.  
 Seilbandförderer 374.  
 Seileinband 594 u. f.  
 Seilfahrt in Blindschächten 552.  
 — Unfälle 650, 651.  
 Seilförderung in Strecken 448 u. f., 474 u. f.  
 Seilführungen 608 u. f.  
 Seilgewichtsausgleichung 637 u. f.  
 Seilkammern 596.  
 Seilklemmen 598 u. f.  
 Seilreinigung 573.  
 Seilscheiben 675 u. f., 680, 681.  
 Seilschlösser 466, 598 u. f.  
 Seilschmierung 573.  
 „Seilschwanz“ 653.  
 Seilzerreißmaschine 584.  
 Seippel, W., Firma 747, 748.  
 Seitenbeschickung bei Rutschen 338.  
 Seitenführung 602 u. f.  
 Selbach 651, 657.  
 Selbstentzündung der Kohle 739 u. f.  
 Selbstretter 759, 773, 774, 776.  
 Senkkörper 226 u. f.  
 Senkschachtverfahren 192, 225 u. f., 326.  
 Senkschächte, 306.  
 — Kosten 243.  
 — Leistungen 242, 325.  
 Senkschuh 225 u. f.  
 Sethe, Versatzschleuder 383, 384.  
 Setzlatte 424.  
 „Setzrisse“ 13, 14.  
 Shamrock, Steinkohlengrube 159, 744.  
 Shantung-Bergbau-Ges. 750.  
 Sicherheitsbühne 212, 213.  
 Sicherheitsfahrt 208.  
 Sicherheitskammern 784, 785.  
 Sicherheits-Kuppelhaken 441.  
 Sicherheitsverschlüsse 557 u. f.  
 Siegener Maschinenbau-A.-G. 600,  
 613, 616, 623.  
 Siemens-Schuckert-Werke 352, 451,  
 488, 490, 491, 501, 502, 550, 663, 665.  
 Siemens & Halske A.-G. 650, 663, 671.  
 Signalanlagen bei der Streckenförderung  
 496 u. f., 507, 510.  
 Signaldienst b. d. Schachtförderung 666 u. f.  
 Signale vom Förderkorb 673, 674.  
 Signalvorrichtungen in Blindschächten  
 552.  
 Silvester, Atmungsverfahren 781, 782.  
 — Raubvorrichtung 27.  
 Simonsche Spundwand 222.  
 Skip Co., Firma 535, 568.  
 Sohlenvertäfelung 218.  
 Sommerscher Stempel 76, 77.  
 Sonderwasserhaltung 700.  
 Sonnenscheinisches Versteinungsverfahren  
 321.  
 Sophia Jacoba, Steinkohlengrube 25.  
 Spackeler, Dr.-Ing. 10, 12, 13, 15, 85,  
 634, 637.  
 Spannager beim Schachtabteufen 203 u. f.  
 Spannscheibe 461, 472.  
 Spannwagen 461.  
 Speer 574.  
 Speichelfänger 768.  
 Speichenräder 410.  
 Spellmann 50.  
 Sperrvorrichtungen 622 u. f.  
 Spieker 499, 550.  
 Spiralseile 575.  
 Spiral-Seilkörbe 642.  
 Spiritus für Lokomotiven 481.  
 Spitzbau 43.  
 Spitzenverzug 50.  
 „Spitzkehre“ 610.  
 Splint 28.  
 Spreizen 42 u. f.  
 Sprengarbeit beim Schachtabteufen 195  
 u. f.  
 Spritzbeton 120, 135, 162.  
 Spundwände 220 u. f.  
 — Bauart Haase 222.  
 — — Hoesch-Köln Neuessen 220  
 u. f.  
 — — Larssen 220 u. f.  
 — — Rote Erde 220 u. f.  
 — — Simon 222.  
 — — Kosten 223.

- Spurkranz an Rädern 410.  
 Spurkranzreibung 436.  
 Spurlatten 540, 604 u. f.  
 — verdickte 660.  
 Spurlattenhalter, nachgiebige 605.  
 Spurlattenprüfer 606.  
 Spurlattenverbindungen 605.  
 Spurmaß für Gestänge 424.  
 Spurweite 410.  
 Stahlgliederbänder 367 u. f.  
 Stahlräder-G. m. b. H. 408.  
 Stahlrohrstempel 75 u. f.  
 Stahlwerke Brüninghaus 442.  
 Stampfbeton 119, 135, 161.  
 Standrohrlöcher 316 u. f.  
 Standwasser 685.  
 Stapelanschlüge 546 u. f.  
 Stapelbahnhöfe 506.  
 Starrer Ausbau 18 u. f.  
 Stasch, Fangvorrichtung 556.  
 Stasch-Minder, Schachtausbau 165.  
 Stassart 231.  
 Stechkuppelung 468.  
 Steen, Th. 725.  
 Stegemann, O. 94, 232, 263, 302.  
 Stegmann, v. 171.  
 Steigleitungen 703.  
 Steinsalzartige Gesteine 8.  
 Stein- und Kohlenfallgefahr 2, 3, 136 u. f.  
 Stella-Werke A.-G. 101.  
 Stellwerk 508, 613.  
 Stempelausbau 38 u. f.  
 Stens 38.  
 Sterkrade, Steinkohlengrube 536.  
 Sternrollen 466.  
 Sternzylindermotor 495, 541.  
 Stiny, I. 4, 9, 95.  
 Stipanits, M. 422.  
 Stockfischsches Schachtbohrverfahren  
 265 u. f.  
 Stopfrutsche 361.  
 Stoßabdichtungen 755.  
 Stoßdämpfer 601.  
 Stoßschüsse 196.  
 Stoßtränkverfahren 742.  
 Stoßweichen 429 u. f.  
 Straeter 129.  
 Strahldüsen-Druckschlauchgerät 761, 762.  
 Strahldüsen-Geräte 767 u. f.  
 Strahlpumpen 700, 723.  
 Stratmann, P. & Co. 93, 408, 470, 512,  
 553, 626.  
 „Streben“ 42 u. f.  
 Streb-Blasversetzer 393.  
 Streb-Räderhund 332.  
 Streckenförderung 397 u. f.  
 — mit Seil oder Kette 448 u. f.  
 Streckengerüstschuhe 82 u. f.  
 Streckengestell-Ausbau 88 u. f.  
 Streckengetriebe 68.  
 Streckenhaspelförderung 449 u. f.  
 Streuströme 489.  
 Stromförderer 329.  
 Strunk, G., Weichenstellung 509.  
 Stürzrollen 534 u. f.  
 Stuhlmann, W., Dr.-Ing. 334, 337.  
 Stutzgewölbe 107 u. f.  
 Stutztürstock 62.  
 Sueß, Atmungsgerät 763.  
 Sulzer, Gebr., Maschinenfabrik 715.  
 Sumpfanlagen 695 u. f.  
 Systematischer Ausbau 138.  
 Tacke-Pfeilradgetriebe 368.  
 Tagesanlagen für Schachtabteufen 193.  
 — Kosten 194.  
 Tagewasser 685.  
 Tandem-Förderung 648.  
 „Tannenbaum“-Abbau 370.  
 Tannenholz 22, 29.  
 Tauchkondensator 275.  
 Tauchverfahren für Holztränkung 34 u. f.  
 Tauchwandung 254 u. f.  
 „Teckel“ 411.  
 Teeröle für Holztränkung 33 u. f.  
 Teilstrecken 397.  
 Teilstreckenförderung 449 u. f., 499.  
 Teiwes 563, 636, 651, 682.  
 Teleskopkipper 415.  
 Temperaturmesser für Gefrierlöcher 291.  
 Tempest, Schacht in England 287.  
 Tertiär 687.  
 Teufenzeiger 662 u. f.  
 Theresienhütte 533.  
 Thiele, E. 14.  
 Thiemann, A., G. m. b. H. 84.  
 Thuringia-Zement 99, 100.  
 Tiefbau- u. Kälte-Ind.-A.-G. 177, 281,  
 291, 296, 300.  
 Tiefkälteverfahren 268, 278 u. f.  
 Törk, J., Grubenholzhandlung 23.  
 Tomson, Abzugbühnen 619.  
 Tomsonsche Wasserziehvorrichtung 720  
 u. f.  
 Tonerdezement 100.  
 Tonnenkilometer bei der Streckenförde-  
 rung 440 u. f.

- Tonnenlager f. Förderwagen 406, 436.  
 Tonschieferartige Gesteine 7.  
 Torkret-Blasversatz 384 u. f.  
 Torkret-G. m. b. H. 387.  
 Torkret-Verfahren 120.  
 Total-Gesellschaft 748.  
 Total-Trockenlöscher 748.  
 Tränken des Grubenholzes 31 u. f.  
 Tränkflüssigkeiten 33 u. f.  
 Tränkverfahren 34 u. f.  
 Tragkränze 176, 183.  
 Tragrohr 702.  
 Tragrollen für Seilförderung 464 u. f., 472.  
 Transportbremsberge 517.  
 Traß 99.  
 Treibscheibe 455 u. f.  
 — mit Gegenscheiben 545.  
 — mit Schuhkette 544, 545.  
 Treibscheibenförderung 582, 643 u. f.  
 — Beurteilung 646.  
 Tricosal 102.  
 Triolith, Metallsalz 35.  
 Trockenlöscher 748, 749.  
 „Trockenfäule“ 31.  
 Trogbänder 363 u. f.  
 „Troll“-Lokomotive 500.  
 Trommelförderung 636 u. f.  
 Trompeter 15.  
 Troschel 23, 30, 31, 33, 37.  
 Trümpelmann, Dr. 686.  
 Truhel, C. 489.  
 Trulay-Neptun-Drahtseil 577.  
 Trutmania-Löscher 747.  
 Tübben, Dr. 759, 784.  
 Tübbing s. Gußring.  
 Türstockzimmerung 47 u. f.  
 — Kosten 53, 54.  
 Turbopumpen 714 u. f.  
  
 Übertreiben der Fördergestelle 659 u. f.  
 Übungshaus für Rettungswesen 782.  
 Ullmann, E. 489, 666, 668.  
 Umlaufkühlung 480.  
 Umlegen der Rutschen 346.  
 Ummantelung bei Bränden 742.  
 Umstecken der Fördertrommeln 601.  
 Umsteckhaspel 550.  
 Undeutsch 653, 658.  
 — Fangvorrichtung 658.  
 Unterfahren von Schächten 211, 214.  
 Unterfangen des Schneidshuhes 240.  
 Unterhängeeisen 70, 71.  
 Unterhängen der Gußringe 180 u. f.  
 Unterirdische Wasserhaltung 701 u. f.  
  
 Unterseile 585, 637 u. f.  
 — Gehänge 602, 638.  
  
 Vahle, M. 707.  
 Vallis, E. H. 746.  
 Vane, Schacht in England 287.  
 van Rossum, O. 7.  
 Verband Deutscher Elektrotech-  
 niker 488, 491.  
 Verbauregeln 142.  
 Verblattung 47, 144.  
 Verbundausbau für Schächte 169.  
 — von Breil 129 u. f.  
 Verbundsenkkörper 232.  
 Verdampfer 277.  
 Verdampfungskühlung 480.  
 Verdickte Spurlatten 660.  
 Verein zur Überwachung der Kraft-  
 wirtschaft 346, 666.  
 „Vergüten“ von Stahlschienen 92.  
 Verkeilen (Pikotieren) 174, 176.  
 „Verlorener Ausbau“ 20.  
 „Verpfählung“ 50.  
 Versatzfördereinrichtungen 379 u. f.  
 Versatzleinen 58.  
 Versatzschleudern 382 u. f., 396.  
 „Versatzung“ 45.  
 Verschlämmen von Bränden 750 u. f.  
 Verschwabung 65, 66, 145.  
 Verstärkungsringe 176.  
 Versteinungsverfahren 192, 303 u. f., 326,  
 327.  
 — nach Sonnenschein 321 u. f.  
 Vertäfelung 68.  
 Verteilungsring 273.  
 Verteilungsweiche 434.  
 Verzinkte Drahtseile 574.  
 „Verzug“ 50.  
 — bei Schalholzzimmerung 58.  
 — mit Flacheisen 85.  
 Viatour 325.  
 Victor, Steinkohlengrube 715.  
 Viebig 127, 161, 231.  
 Vieleckausbau 54 u. f.  
 — eiserner 86 u. f.  
 Vienenburg, Berginspektion 320.  
 „Viergespann“ 54.  
 Vignoles-Schiene 419 u. f.  
 Viktoria, Steinkohlengrube 318, 320.  
 Vogel, W. 488.  
 Vogt, A. 729.  
 Voigt, Dr. 409.  
 Vollrath, Schachtausbau 164.  
 Vondern, Steinkohlengrube 13, 749.

- Vorbaustempel 80, 81.  
 Voreilender Ausbau 21, 66 u. f.  
 „Vorgestümpfe“ 218.  
 Vorpfändung 74.  
 Vorsichtsmaßregeln gegen Stein- und Kohlenfall 136 u. f.  
 Vortreibezimmerung 69.  
  
 Wälzlager 406.  
 Wagen-Ablaufberg 440.  
 Wagenbedarf 415, 416.  
 Wagenbremsberge 517.  
 Wagenförderung im Abbau 332.  
 Wagenkasten 399 u. f.  
 Wagenpark 415.  
 Wagenumlauf an Blindschächten 547.  
 — an der Hängebank 612 u. f.  
 Wagner 304, 574.  
 — Dr. 782.  
 — R., Meßvorrichtung 583.  
 Walbrecker 283.  
 Walch 119.  
 Wallach, Steinkohlengrube 178, 265, 286.  
 Walsum, Steinkohlengrube 725.  
 Walter, B., Ges. f. Ingenieurbau 566, 650.  
 Walter-Henkel-Ausbau 131, 132, 134.  
 Walter, P. 565.  
 Waltrop, Steinkohlengrube 726, 733.  
 Wanderhaspel 449, 452.  
 Wandernder Ausbau 86.  
 Wanderschlepper 452.  
 Wandernde Schlammdämme 755.  
 Wandhoff, E., Dr. 425.  
 Wandruten 144, 145.  
 Wanz, Atmungsgerät 762.  
 Wasserabdämmungen 690 u. f.  
 Wasserabschluß bei Schächten 306 u. f.  
 Wasserdamm 691 u. f.  
 Wasserdichter Zement und Beton 101.  
 Wasserdichte Schachtmauerung 153 u. f.  
 Wasserdurchlässige Schichten 683.  
 Wasserförderung 720.  
 Wasserhaltung 682 u. f.  
 — Kosten 711, 714, 735 u. f.  
 Wasserhebevorrichtungen 700 u. f.  
 Wasserkalk 99.  
 Wassermannsches Tränkverfahren 37.  
 Wassermessung 735.  
 Wassermörtel 95, 98 u. f.  
 Wassersäulenmaschine 711, 712.  
 Wasserseige in gemauerten Strecken 111.  
 Wasserstauende Schichten 683.  
 Wassertragende Schichten 683.  
 Wasserwirtschaft 682 u. f.  
  
 Wasserzieheinrichtungen 700, 720 u. f.  
 Wasserzuflüsse im Ruhrbezirk 688.  
 — im Saarbezirk 688.  
 Waterschey, Schacht i. d. Campine 286.  
 Wayss & Freytag, Firma 122.  
 Weber 12.  
 „Wechsel“ 429 u. f.  
 Wechselbaum 430, 432.  
 Wechselstrom-Lokomotiven 479.  
 Wedding, F. W. 358, 372, 453, 513, 554, 563, 634, 636.  
 Wefensleben, Kalisalzbergwerk 565.  
 Wegelin & Hübner 283.  
 Wehmer, Fr., Firma 531.  
 Weichen 429 u. f.  
 Weichenstellanlagen 509.  
 Weih, W. 517, 519, 538, 643.  
 Weinand, Fahrdrachtaufhängung 487.  
 — Sicherheitseinrichtung 673.  
 Wein, L., Dr. 757.  
 Weise, A., Dr. 583, 593.  
 Weise & Monski, Maschinenfabrik 708.  
 Weißer Mergel 687.  
 Weiterabteufen von Schächten 210 u. f., 214.  
 Wemmer, Dr., Versatzschleuder 382, 383.  
 Wendel de, Steinkohlengrube 589.  
 Wendepätze 428 u. f.  
 Wendland, Kalisalzbergwerk 311.  
 Wengeler 526.  
 Werkmeister, H. 483.  
 Werne, Steinkohlengrube 209.  
 Westerholt, Steinkohlengrube 756.  
 Westf. Berggewerkschaftskasse 575, 583, 688.  
 Westfalen, Steinkohlengrube 199, 315.  
 Westfalia-Dinnendahl-Gröppel, Maschinenfabrik 590, 681.  
 Westfalia, Eisenhütte 374, 417, 459, 533, 541.  
 Westrhein. Tiefbau- und Schachtbau-G. m. b. H. 259, 262, 263.  
 Wetterluten in Schachtabteufen 207.  
 Wetterumstellvorrichtung 744.  
 Whetton 288, 298.  
 White & Grant, Fangvorrichtung 657.  
 Whiting-System, Förderverfahren 647.  
 Wickelhaspel 581.  
 Wiede 308, 309.  
 Wiederbelebungsrichtungen 780 u. f.  
 Wiemann & Co., Firma 605.  
 Wiendahlsbank, Steinkohlengrube 698.  
 Wiesenthals Stopfrutsche 361.  
 Wild, K. 362.

- Wilhelmine Viktoria, Steinkohlen-  
grube 591.  
 Wilhelmschacht, Steinkohlengrube  
755.  
 Wille 343.  
 Wimmelman, A. 510.  
 Wingeraths Schnellkuppelung 389.  
 Winkhaus, F., Dr.-Ing. 478, 492.  
 — H., Dr.-Ing. 72, 76, 138.  
 Winkler 163.  
 Winter, H., Dr. 574, 746.  
 Wintershall A.-G. 304, 569.  
 Winterslag, Steinkohlengrube 448.  
 Wintrich & Co., Firma 748.  
 Wirkungsgrad der Wasserhaltung 736.  
 Wittener Stahlformgießerei 407.  
 Woernle 573, 574.  
 Woeste, A. 565.  
 Wolf, Braunkohlengrube 296.  
 Wolff, E., Maschinenfabrik 379, 526, 542.  
 Wolmannsche Patente 35, 36.  
 Wrecki, H., Dr.-Ing. 415.  
 Wunder, K. 385.  
 „Wurstwagen“ 513.  
  
 Zänslersches Schachtbohrverfahren 266.  
 Zaeringer 283, 296.  
 Zahnradhaspel 541 u. f.  
 „Zaunverzug“ 52.  
 Zechstein 687.  
 Zeigertelegraph 671.  
 Zement 98 u. f.  
  
 Zementieren des Gebirges 303 u. f.  
 — nach François 322 u. f.  
 Zementierlöcher 316 u. f.  
 Zementmilch 310.  
 Zementmörtel 103.  
 Zentralstellen für Grubenrettungswesen  
783, 784.  
 Zentrifugalpumpen 714 u. f.  
 Zerkleinerungschüsse 196.  
 Zerrungserscheinungen 16.  
 Ziegelsteine 97 u. f.  
 „Zimmer“ 69.  
 Zimmerungsbrände 739 u. f.  
 Zollern, Steinkohlengrube 158, 625, 739.  
 Zubringepumpen 700, 722, 736, 737.  
 Zugkraft beim Bremsbetriebe 517.  
 — der Lokomotiven 478.  
 Zungenweichen 429 u. f.  
 Zusammengesetzter Ausbau 20.  
 Zwangschienen 432.  
 Zwartbergschächte (Campine) 286,  
298.  
 Zweigförderungen 464.  
 Zweikammergerät 772, 773.  
 Zweitrümmige Bremsberge 519 u. f.  
 — Förderung 329.  
 Zwieselketten 599.  
 Zwillingskolbenhaspel 542.  
 Zwischenanschlänge in Bremsbergen 522  
u. f., 530.  
 Zwischengeschirr 590, 594 u. f.

*Früher erschienen:*

**Lehrbuch der Bergbaukunde** mit besonderer Berücksichtigung des Steinkohlenbergbaues. Von Professor Dr.-Ing. e. h. **F. Heise**, Bochum, und Professor Dr.-Ing. e. h. **F. Herbst**, Essen.

\*Erster Band: Gebirgs- und Lagerstättenlehre. Das Aufsuchen der Lagerstätten (Schürf- und Bohrarbeiten). Gewinnungsarbeiten. Die Grubenbaue. Grubenbewetterung. Sechste, verbesserte Auflage. Mit 682 Abbildungen im Text und einer farbigen Tafel. XXI, 716 Seiten. 1930.  
Gebunden RM 22.50

**Grundzüge der Bergbaukunde** einschließlich Aufbereiten und Brikettieren. Von Dr.-Ing. e. h. **Emil Treptow**, Geheimer Bergrat, Professor i. R. der Bergbaukunde an der Bergakademie Freiberg, Sachsen. Sechste, vermehrte und vollständig umgearbeitete Auflage.

I. Band: **Bergbaukunde**. Mit 871 in den Text gedruckten Abbildungen. X, 636 Seiten. 1925. Gebunden RM 18.—

II. Band: **Aufbereitung und Brikettieren**. Mit 324 in den Text gedruckten Abbildungen und 11 Tafeln. X, 338 Seiten. 1925. Gebunden RM 21.—

**Lehrbuch der Markscheidekunde**. Von Dr. phil. **P. Wilski**, o. Professor der Markscheidekunde an der Technischen Hochschule zu Aachen.

\*Erster Teil. Mit 131 Abbildungen im Text, einer mehrfarbigen und 27 schwarzen Tafeln. VIII, 252 Seiten. 1929. Gebunden RM 26.—

Zweiter Teil. Mit 101 Abbildungen im Text, 7 mehrfarbigen und 16 schwarzen Tafeln. VI, 272 Seiten. 1932. Gebunden RM 34.—

**\*Beobachtungsbuch für markscheiderische Messungen.**

Herausgegeben von **G. Schulte** und **W. Löhr**, Markscheider der Westf. Berggewerkschaftskasse und ord. Lehrer an der Bergschule zu Bochum. Fünfte, durchgesehene Auflage. Mit 18 Textabbildungen und 15 ausführlichen Messungsbeispielen nebst Erläuterungen. IV, 144 Seiten und 8 Seiten Schreibpapier. 1929. RM 5.40

**\*Lehrbuch der Bergwerksmaschinen** (Kraft- und Arbeitsmaschinen). Zweite, verbesserte und erweiterte Auflage. Bearbeitet von Dr. **H. Hoffmann** †, Bergschule Bochum, und Dipl.-Ing. **C. Hoffmann**, Bergschule Bochum. Mit 547 Textabbildungen. VIII, 402 Seiten. 1931.

Gebunden RM 24.—

**Die Bergwerksmaschinen**. Eine Sammlung von Handbüchern für Betriebsbeamte. Unter Mitwirkung zahlreicher Fachgenossen herausgegeben von Diplom-Bergingenieur **Hans Bansen**, Peiskretscham.

Dritter Band: **Die Schachtfördermaschinen**. Zweite, vermehrte und verbesserte Auflage, bearbeitet von **Fritz Schmidt** und **Ernst Förster**.

\*I. Teil: **Die Grundlagen des Fördermaschinenwesens**. Von Professor Dr. **Fritz Schmidt**, Berlin. Mit 178 Abbildungen im Text. VIII, 209 Seiten. 1923. RM 8.40

\*II. Teil: **Die Dampffördermaschinen**. Von Professor Dr. **Fritz Schmidt**, Berlin. Mit 231 Abbildungen im Text. VII, 291 Seiten. 1927. RM 15.—

\*III. Teil: **Die elektrischen Fördermaschinen**. Von Professor Dr.-Ing. **Ernst Förster**, Magdeburg. Mit 81 Abbildungen im Text und auf einer Tafel. VII, 154 Seiten. 1923. RM 6.—

\*Band III, Teil 1—3 zusammen gebunden RM 31.50

\*Sechster Band: **Die Streckenförderung**. Von Diplom-Bergingenieur **Hans Bansen**. Zweite, vermehrte und verbesserte Auflage. Mit 593 Textfiguren. XII, 444 Seiten. 1921. Gebunden RM 18.—

Die Bände I, II, IV, V sind z. Zt. vergriffen.

\* Auf alle vor dem 1. Juli 1931 erschienenen Bücher des Verlages Julius Springer-Berlin wird ein Notnachlaß von 10% gewährt.

\***Bergbaumechanik.** Lehrbuch für bergmännische Lehranstalten. Handbuch für den praktischen Bergbau. Von Dipl.-Ing. **J. Maereks**, Bochum. Mit 455 Textabbildungen. IX, 451 Seiten. 1930. RM 19.50; gebunden RM 21.—

---

\***Lehrbuch der Bergwirtschaft.** Von Professor Dipl.-Bergingenieur **K. Kegel**, Freiberg i. S. Mit 167 Abbildungen und 20 Formularen im Text und auf einer Tafel. XV, 653 Seiten. 1931. Gebunden RM 48.—

---

**Organisation, Wirtschaft und Betrieb im Bergbau.** Von **Bartel Granigg**, o. ö. Professor an der Montanistischen Hochschule in Leoben, Dr. mont. und Docteur ès. sc. phys. der Universität Genf. Mit 70 Abbildungen im Text und auf 11 Tafeln sowie 3 mehrfarbigen Karten. VI, 283 Seiten. 1926. Gebunden RM 28.50

---

**Grundzüge der Gesteinsbohrtechnik.** Handbuch für Bergwerks- und Steinbruchbesitzer, Bauunternehmer, Eisenbahn- und Straßenbauer, Maschinen- und Bergingenieure. Von Dipl.-Ing. **Desiderius Ernyel**. (Technische Praxis, Band XXV.) Mit 77 Abbildungen. 206 Seiten. 1919. Gebunden RM 2.—

---

**Technische Gesteinkunde** für Bauingenieure, Kulturtechniker, Land- und Forstwirte, sowie für Steinbruchbesitzer und Steinbruchtechniker. Von Ing. Dr. phil. **Josef Stiny**, o. ö. Professor an der Technischen Hochschule in Wien. Zweite, vermehrte und vollständig umgearbeitete Auflage. Mit 422 Abbildungen im Text und einer mehrfarbigen Tafel, sowie einem Beiheft: „Kürze Anleitung zum Bestimmen der technisch wichtigsten Mineralien und Felsarten“. (Mit 11 Abbildungen im Text. 23 Seiten.) VII, 550 Seiten. 1929. Gebunden RM 45.—

---

**Gefügekunde der Gesteine.** Mit besonderer Berücksichtigung der Tektonite. Von Professor Dr. **Bruno Sander**, Innsbruck. Mit 155 Abbildungen im Text und 245 Gefügediagrammen. VI, 352 Seiten. 1930. RM 37.60; gebunden RM 39.60

---

**Ingenieurgeologie.** Herausgegeben von Prof. Dr. **K. A. Redlich**, Prag, Professor Dr. **K. v. Terzaghi**, Cambridge/Mass., und Priv.-Doz. Dr. **R. Kampe**, Prag, Direktor des Quellenamtes Karlsbad. Mit Beiträgen von Direktor Dr. **H. Apfelbeck**, Falkenau, Ingenieur **H. E. Gruner**, Basel, Dr. **H. Hlauseck**, Prag, Privat-Dozent Dr. **K. Kühn**, Prag, Privat-Dozent Dr. **K. Preclik**, Prag, Privat-Dozent Dr. **L. Rüger**, Heidelberg, Dr. **K. Scharrer**, Weihenstephan-München, Professor Dr. **A. Schoklitsch**, Brünn. Mit 417 Abbildungen im Text. X, 708 Seiten. 1929. Gebunden RM 57.—

---

**Berg- und Hüttenmännisches Jahrbuch der Montanistischen Hochschule in Leoben.** Schriftleitung: Professor Dr. **Rob. Müller**, Professor Dr. **Wilh. Petrascheck**, Professor Dr. Ing. **E. Bierbrauer**. Erscheint vierteljährlich. Umfang des einzelnen Heftes etwa 48 Seiten. Bezugspreis jährlich RM 21.60 zuzügl. Porto Preis des Einzelheftes RM 8.— zuzügl. Porto

---

\* Auf alle vor dem 1. Juli 1931 erschienenen Bücher des Verlages Julius Springer-Berlin wird ein Nachlaß von 10% gewährt.