

Kohlenstaubfeuerungen

Von

H. Bleibtreu

Zweite Auflage

Kohlenstaubfeuerungen

Bericht, dem Reichskohlenrat erstattet im Auftrage
seines Technisch-Wirtschaftlichen Sachverständigen-
Ausschusses für Brennstoffverwendung

von

Hermann Bleibtreu

Dipl.-Ing.

Zweite, vollständig umgearbeitete
und erweiterte Auflage

Mit 267 Textabbildungen



Springer-Verlag Berlin Heidelberg GmbH 1930

ISBN 978-3-662-27068-4 ISBN 978-3-662-28547-3 (eBook)
DOI 10.1007/978-3-662-28547-3

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

Copyright 1930 by Springer-Verlag Berlin Heidelberg
Ursprünglich erschienen bei Julius Springer in Berlin 1930
Softcover reprint of the hardcover 2nd edition 1930

Vorwort des Verfassers zur zweiten Auflage.

Die Kohlenstaubfeuerung hat in den letzten Jahren bedeutende Fortschritte gemacht. Von der ersten Auflage konnte daher nur wenig unverändert übernommen werden. Der Abschnitt über Industriefeuerungen war auszubauen, wobei ältere Bauweisen und Betriebsdaten zum Teil gestrichen werden konnten. Die Abschnitte über feuerungstechnische Grundlagen, über die Aufbereitung sowie über Dampfkessel bedurften einer grundlegenden Neubearbeitung; nur bei Lokomotiven ließen sich Teile der ersten Auflage übernehmen.

Erfreulicherweise konnten bei der Beschreibung ausgeführter Anlagen oder ihrer Einzelteile Erzeugnisse deutscher Firmen eingehender als bei der ersten Auflage behandelt werden. Der technische Vorsprung, den die Amerikaner noch vor einigen Jahren hatten, ist, wenn auch nicht überall, so doch in vielen Punkten, eingeholt worden. Es läßt sich aber nicht leugnen, daß die Amerikaner in konstruktiver Hinsicht weniger konservativ sind. Dies gilt besonders von der zielbewußten Ausbildung der Feuerräume mit starker Betonung der Strahlungs- oder Kühlflächen und der Turbulenz. Es ließ sich daher nicht umgehen, daß sich die Arbeit mit amerikanischen Ausführungen besonders eingehend befaßt.

Auf Grund umfangreichen Erfahrungsmaterials konnte eine Anzahl wirtschaftlicher Berechnungen durchgeführt werden; diese wurden an verschiedenen Stellen der Arbeit zu dem Zweck eingeflochten, um die Anwendungsmöglichkeiten der Staubfeuerung von Fall zu Fall zu umschreiben.

Von dem fast unübersehbar gewordenen Schrifttum mußten sorgfältig die Körner von der Spreu geschieden werden; nur das Wichtigste ließ sich berücksichtigen.

Die fortschreitende Entwicklung brachte es mit sich, daß die der Klärung harrenden Probleme nicht etwa ab- sondern zunehmen. Schon in der ersten Auflage war auf einige Aufgaben für die technische Forschung hingewiesen und ihre Bearbeitung angeregt worden. Inzwischen sind einige der wichtigsten Arbeiten dank der tatkräftigen Initiative des Geschäftsführers des Sachverständigen-Ausschusses für Brennstoffverwendung beim Reichskohlenrat, Herrn Dipl.-Ing. zur Nedden, nach einem vom Verfasser entworfenen Arbeitsplan im Auftrag des Reichskohlenrates in Angriff genommen und zum Teil in den Berichtfolgen des Kohlenstaubausschusses veröffentlicht worden. Es genügt daher, wenn auf sie in der Schrift kurz im Zusammenhang mit anderen einschlägigen Arbeiten Bezug genommen wurde.

Weitere Berichte werden in zwangloser Folge erscheinen. Sie werden die vorliegende Arbeit, die bei der stark im Fluß befindlichen Entwicklung nichts Abschließendes darstellen kann, fortlaufend ergänzen.

Die durch Forschungsarbeiten noch zu klärenden Probleme sowie konstruktive und betriebliche Verbesserungsmöglichkeiten wurden in Form von Anregungen in den Text eingeflochten. Da diese Stellen nur für denjenigen Interesse haben, der sich mit der Kohlenstaubfeuerung eingehender zu befassen hat, sind sie meistens durch kleineren Druck gekennzeichnet worden.

Den Stand der amerikanischen Entwicklung seit dem Erscheinen der ersten Auflage hat der Verfasser auf zwei längeren Studienreisen im Auftrag des Reichskohlenrates und des Vereins deutscher Eisenhüttenleute verfolgt. Mit der deutschen Entwicklung hielt er durch seine Berufstätigkeit enge Fühlung. Wertvolle Ergänzungen bot das durch die Geschäftsführung des Sachverständigen-Ausschusses für Brennstoffverwendung beim Reichskohlenrat, die Wärmestelle Düsseldorf des Vereins deutscher Eisenhüttenleute und den Dampfkessel-Überwachungsverein der Zechen des Oberbergamtsbezirks Dortmund gesammelte Erfahrungsmaterial. Diesen Stellen, den zahlreichen deutschen und amerikanischen Herstellern, Verbrauchern und Fachleuten, insbesondere den Herren Dr. H. A. Bahr (Völklingen-Saar), H. G. Barnhurst (Fullerton, Pa), Direktor Barthelmeß (Neuß-Rhein), Dr.-Ing. Bulle (Düsseldorf), Prof. Dr.-Ing. Bunte (Karlsruhe), Dipl.-Ing. Cantieny (Berlin), V. C. Caracristi (New York), Dr.-Ing. Förderreuther (Berlin), Dipl.-Ing. Gottschalek (Oberkassel bei Bonn), A. E. Grunert (Chicago), Dipl.-Ing. A. B. Helbig (Kaiserslautern), Prof. Dipl.-Ing. Holstein (Brühl bei Köln), H. Kreisinger (New York), Obering. Mittag (Magdeburg), Dr.-Ing. Münzinger (Berlin), Dr.-Ing. P. Rosin (Dresden), Dr.-Ing. Schack (Düsseldorf), Dipl.-Ing. F. Schulte (Essen), Dipl.-Ing. Schultes (Essen), E. H. Tenney (St. Louis, Mo.) und Prof. W. J. Wohlenberg (New Haven, Conn.) ist der Verfasser für ihre Unterstützung zu Dank verpflichtet. Dank gebührt ferner der Verlagsbuchhandlung Julius Springer für die Berücksichtigung zahlreicher Wünsche und die große, auf die Bearbeitung der Abbildungen verwendete Mühe.

Bei Sichtung des Schrifttums und bei den Korrekturen wurde der Verfasser von Herrn Dipl.-Ing. Prockat in dankenswerter Weise unterstützt.

z. Zt. Richmond, Va., U. S. A.

Juni 1929.

H. Bleibtreu.

Vorwort des Sachverständigenausschusses für Brennstoffverwendung.

Das Buch „Kohlenstaubfeuerungen“, das im Jahre 1922 in seiner ersten Auflage im Verlag von Julius Springer erschien, stellte einen Bericht des Herrn Dipl.-Ing. Hermann Bleibtreu an den Technisch-Wirtschaftlichen Sachverständigenausschuß des Reichskohlenrates für Brennstoffverwendung dar, nachdem s. Zt. seitens des Leiters des Kaiser-Wilhelm-Institutes für Kohlenforschung in Mühlheim, Herrn Geheimen Regierungsrat Professor Dr. Franz Fischer eine Anregung an den Reichskohlenrat ergangen war, einen zusammenfassenden Bericht über die Kohlenstaubfeuerung herbeizuführen. Das Buch fand damals reichen Anklang und war bald vergriffen, so daß eine Neuauflage in Angriff genommen werden mußte. Wie dies bei der raschen Entwicklung gerade auf diesem Gebiete nicht anders zu erwarten war, ergab sich dabei die Notwendigkeit, dem Stande der Entwicklung Rechnung zu tragen, ja diese Entwicklung war so stürmisch, daß noch während der Bearbeitung früher fertiggestellte Teile immer wieder ergänzungsbedürftig wurden. So kommt es, daß die zweite Auflage dieses Buches eine völlige Um- und Neubearbeitung des gesamten Stoffes bedeutet. Der inzwischen beim Reichskohlenrat gebildete Kohlenstaubausschuß begrüßt nunmehr den Entschluß des Verfassers, auch diese zweite neubearbeitete Auflage seines Buches wieder in Form eines Berichtes an den Reichskohlenrat herauszugeben.

Da nach Ansicht des Ausschusses gerade in einer völlig freien Betätigung des Forschers ihr Wert beruht, andererseits aber, wie die Erfahrung lehrt, Versuche, Interessen der etwa wirtschaftlich an den Auswirkungen der Forschung Beteiligten bei derartigen Berichten Rechnung zu tragen, entweder zu Einseitigkeiten oder zur Verfälschung führen müssen, hat der Ausschuß darauf verzichtet, dem Bericht-erstatte Beschränkungen aufzuerlegen und für die Veröffentlichung irgendwelche Abänderungen vorzuschlagen. Außer der selbstverständlichen kollegialen Hilfeleistung mit Material und durch gelegentliche mündliche Aussprachen hat der Ausschuß auf den Bericht weiter keinerlei Einfluß genommen. Somit stellt die in diesem Bericht niedergelegte Arbeit das persönliche Werk und Verdienst des Verfassers dar.

VI Vorwort des Sachverständigenausschusses für Brennstoffverwendung.

Der Ausschuß nimmt hiermit diesen Bericht entgegen und vermittelt ihn unverändert der Öffentlichkeit in der Überzeugung, daß auf diese Weise am besten dem Fortschritt und der Allgemeinheit gedient ist, und in der Hoffnung, daß auch diese zweite Auflage ebenso ihren befruchtenden Wert für die Entwicklung der Kohlenstaubfeuerung in Deutschland haben möge, wie die erste.

Berlin, im Herbst 1929.

**Reichskohlenrat
Technisch-Wirtschaftlicher
Sachverständigenausschuß
für Brennstoffverwendung**

zur Nedden

Geschäftsführer.

Inhaltsverzeichnis.

	Seite
Einleitung	1
Erster Abschnitt.	
I. Feuerungstechnische Grundlagen	5
a) Allgemeine Kennzeichnung der Kohlenstaubfeuerung	5
1. Hohe Flammentemperaturen S. 5. — 2. Geringer Luftüberschuß S. 6. — 3. Gute Regelbarkeit S. 6. — 4. Geringe Abhängigkeit der Flammenbildung von Art und Stückung des Ausgangsbrennstoffes S. 6. — 5. Maschinelle Betätigung S. 7. — 6. Hoher Bereitschaftsgrad S. 7. — 7. Die Aufbereitung S. 7. — 8. Schlacken und Aschenschäden S. 8.	
b) Brennstoffe	8
1. Allgemeines S. 8. — 2. Flüchtige Bestandteile S. 9. — 3. Feuchtigkeit S. 10. — 4. Asche S. 14.	
c) Die Feinheit von Kohlenstaub	20
1. Feinheitegrad S. 20. — 2. Probenahme S. 20. — 3. Siebgeflechte S. 21. — 4. Siebanalyse S. 24. — 5. Handsiebung S. 31. — 6. Prüfstelle für Kohlenstaubprüfsiebe S. 35. — 7. Maschinensiebung S. 35. — 8. Andere Verfahren zur Bestimmung der Staubfeinheit S. 36.	
d) Die Verbrennungsvorgänge	37
1. Oberflächen- und Volumreaktion S. 37. — 2. Pyrogene Zersetzung S. 38. — 3. Zündung S. 40. — 4. Verbrennung S. 42.	
e) Flamme und Brennraum	45
1. Brennraumarten S. 45. — 2. Thermodynamisches Gleichgewicht S. 48. — 3. Erhöhung der Brennraumbelastung B_{\max} S. 52.	
II. Die Aufbereitung des Kohlenstaubes	56
a) Allgemeine Gliederung	56
b) Vorbrechen und Klassieren	56
1. Vorbrechen S. 56. — Klassieren S. 59.	
c) Bunkerung der Rohkohle	60
d) Trocknung	62
1. Trocknungsarten S. 62. — 2. Der verlustlose Trockner S. 63. — 3. Einfluß des Trockengutes S. 65. — 4. Nachtrocknung durch Lüftung S. 67. — 5. Trocknen bei Unterdruck S. 69. — 6. Ausnutzung der fühlbaren Wärme der Abgase S. 70. — 7. Thermische Beurteilung des Trockners S. 70. — 8. Trockner-Bauarten S. 71. — 9. Kühlung der Feuergase vor ihrem Eintritt in den Trockner S. 83. — 10. Trockner für niedrige (Ab-) Gas- oder Heißlufttemperaturen S. 84. — 11. Luftkühlung S. 85. — 12. Mahltrocknung S. 86. — 13. Zubehör S. 88. — 14. Betriebsüberwachung S. 88. — 15. Zusammenfassung S. 88.	
e) Mahlung	89
1. Vorbereitung S. 89. — 2. Mühlenarten S. 90. — 3. Sieb- und Windsichtung S. 103. — 4. Eigenschaften der Mühlen S. 111. —	

	Seite
5. Entwicklungsmöglichkeiten S. 125. — 6. Anwendungsfelder der verschiedenen Kohlenstaubmühlen und Sichter S. 129.	
f) Die Förderung von Kohlenstaub	131
1. Förderung durch Schnecken und Becherwerke S. 131. —	
2. Druckförderung S. 132. — 3. Pneumatische Förderung S. 137. —	
4. Vergleich der Förderverfahren S. 144.	
g) Anordnung und Betrieb der Aufbereitungsanlage	145
1. Anordnung S. 145. — 2. Betrieb S. 163.	
h) Eisenbahnwagen für Kohlenstaub	166
1. Allgemeines S. 166. — 2. Behälterwagen S. 167. — 3. Kübel-	
wagen S. 170. — 4. Weiterentwicklung S. 171. — 5. Vorsichts-	
maßnahmen S. 171. — 6. Transportkosten S. 171.	
i) Die Gestehtungskosten von Kohlenstaub	172
1. Steinkohle S. 172. — 2. Braunkohle S. 177. — 3. Wärme-	
preis bei Kohlenstaub und Generatorgas S. 184.	
III. Der Aufbau der Feuerung	189
a) Die feuerfesten Baustoffe	189
1. Allgemeine Anforderungen S. 189. — 2. Die wichtigsten Bau-	
stoffe S. 198. — 3. Prüfverfahren und Gütevorschriften S. 200.	
b) Ausführung der Mauerung	201
c) Konstruktive Einzelheiten der Feuerung	203
1. Die Kohlenstaubspeiser S. 203. — 2. Die Brenner S. 212. —	
3. Herd und Entschlackungsvorrichtungen S. 222.	
d) Abhitzeverwertung	223
1. Regenerativkammern S. 223. — 2. Rekuperatoren S. 223. —	
3. Eiserner Luftherhitzer S. 223. — 4. Abhitzekeessel S. 226.	
e) Flugaschenabscheidung	227
f) Feuerungsregelung und Meßwesen	227
1. Beurteilung der Flamme S. 227. — 2. Mengemessung von	
Kohlenstaub S. 228. — 3. Meßwesen S. 230. — 4. Selbsttätige Re-	
gelung S. 231.	
g) Betriebssicherheit und Unfallverhütung	235

Zweiter Abschnitt.

I. Staubfeuerungen in der Zement-, Kalk-, Glas-, kerami-	
schen und chemischen Industrie	238
a) Zementindustrie	238
b) Kalkindustrie.	239
1. Drehrohroföen S. 239. — 2. Schachtoföen S. 240.	
c) Glasindustrie	241
d) Keramische Industrie	243
e) Chemische Industrie	243
II. Staubfeuerung zur Roheisenerzeugung	244
a) Röstoföen für Spateisenstein	244
b) Oföen zum Sintern von Feinerz und Gichtstaub	245
c) Hochoföen	245
d) Verfahren zur direkten Eisenerzeugung aus Erz	247
e) Koksöföen.	248
III. Staubfeuerungen in Stahlwerken.	248
a) Siemens-Martin-Oföen	248

	1. Zweck S. 248. — 2. Geschichtliches S. 249. — 3. Köpfe, Brenner, Mahlfeinheit S. 249. — 4. Herd, Bad, Qualitäten S. 253. — 5. Schlackenammern, senkrechte Züge S. 255. — 6. Regenerativkammern S. 255. — 7. Brennstoffe S. 260. — 8. Karburierung von Gasen S. 260. — 9. Wirtschaftlichkeit S. 261.	
	b) Einseitig gefeuerte Herdöfen	267
IV.	Staubfeuerungen zur Schweißeisenerzeugung	267
	a) Puddelöfen	267
	b) Schweiß- und Paketöfen	268
V.	Staubfeuerungen in Grob- und Profilmalzwerken	269
	a) Stoß- und Rollöfen	269
	1. Zweck S. 269. — 2. Verbreitung S. 269. — 3. Grundsätzliches über die Ofenbauart S. 270. — 4. Bauliche Einzelheiten S. 276. — 5. Betriebserfahrungen S. 278. — 6. Wirtschaftlichkeit S. 282.	
	b) Einsatzöfen (Schweiß- und Flammöfen)	286
	c) Durchweichungsgruben und Tieföfen	286
VI.	Staubfeuerungen in Blech-, Bandeisens- und Drahtwalzwerken	287
	a) Stoß- und Einsatzöfen	287
	b) Platinen- und Blechwärmöfen	288
	c) Glüh- oder Vergütungsöfen	292
	1. Der Costello-Ofen S. 292. — 2. Kisten-, Muffel-, Topf- und Tunnelglühöfen S. 293.	
	d) Verzinkungswannen	297
	e) Zusammenfassung	297
VII.	Staubfeuerungen in Rohr-, Achsen-, Scheiben- und Bandagenwalzwerken	298
VIII.	Staubfeuerungen in Eisen- und Stahlgießereien	298
	a) Flammöfen (Herd-Schmelzöfen)	298
	b) Glühöfen	303
	c) Kern- und Sandtrockenöfen	307
	d) Zusammenfassung von a) bis c).	308
	e) Kuppelöfen	308
IX.	Staubfeuerungen für Groß-Schmiedöfen	309
	1. Verbreitung S. 309. — 2. Bauweise S. 310. — 3. Betriebserfahrungen S. 310. — 4. Zusammenfassung S. 312.	
X.	Kohlenstaubegefeuerte Kleinöfen	313
	1. Verbreitung und Zweck S. 313. — 2. Grenzen der Staubfeuerung; bauliche Richtlinien S. 313. — 3. Die wichtigsten Ofenarten S. 315. — 4. Betriebserfahrungen S. 320. — 5. Wirtschaftlichkeit S. 321.	
XI.	Staubfeuerungen in Metallhüttenwerken	325
	a) Hochöfen	325
	b) Flammöfen	326
	c) Raffinieröfen der Kupferhütten	330
	d) Andere Ofenarten	332
XII.	Das wirtschaftliche Verhältnis der Staubfeuerung zu anderen Feuerungsarten in der Hüttenindustrie	334
	a) Vergleich mit Generatorgasfeuerungen und Rost- oder Halbgasfeuerungen	334
	b) Vergleich mit Koksofengas-, Hochofengas- und Mischgasfeuerungen	336

	Seite
Dritter Abschnitt.	
I. Staubfeuerungen für ortsfeste Dampfkessel	339
a) Verbreitung	339
b) Beschreibung von Feuerung und Kessel	340
1. Wasserrohrkessel S. 340. — 2. Übergang zu Sonderkesseln S. 349.	
— 3. Flammrohrkessel S. 354.	
c) Bauliche Einzelheiten des Brennraums	359
1. Brenner S. 359. — 2. Gerüst S. 361. — 3. Gewölbe und Decken	
S. 361. — 4. Vollwände S. 364. — 5. Hohlwände S. 365. — 6. Wände	
mit Kühl- oder Strahlungsheizflächen S. 367. — 7. Entschlackungs-	
vorrichtungen S. 369.	
d) Die Grenzen der Brennraumbelastung B_{max} und der Wandbauarten	373
e) Kühlflächen des Brennraums (außer Strahlungsüberhitzern) . . .	376
1. Lebensdauer S. 376. — 2. Speisewasser S. 377. — 3. Wärme-	
übergang S. 377. — 4. Umlauf S. 380. — 5. Entwurf S. 381.	
f) Strahlungsüberhitzer	385
g) Eigentliche Kesselheizfläche, Überhitzer, Ekonomiser, Lufterhitzer	386
h) Luft- und Abgaswege	388
1. Allgemeines S. 388. — 2. Luftwege S. 388. — 3. Abgaswege	
S. 388. — 4. Kraftbedarf S. 390. — 5. Beispiel S. 390.	
i) Flugaschenabscheidung	391
k) Richtlinien für die Entwicklung von Sonderkesseln	395
l) Gesamtanordnung der Kesselanlage	400
1. Wahl der Aufbereitungsart S. 400. — 2. Kesselanlagen mit	
indirekter Aufbereitung S. 403. — 3. Kesselanlagen mit direkter	
Aufbereitung S. 408. — 4. Allgemeine Abmessungen und Platzbedarf	
S. 409.	
m) Verhalten der Staubfeuerung im Betrieb	409
1. Mahlfinheit und Feuchtigkeit S. 409. — 2. Wirkungsgrade und	
Verluste S. 410. — 3. Regelbarkeit, Betriebsbereitschaft S. 418. —	
4. Kesselhausdienst S. 419. — 5. Instandhaltung, Betriebssicherheit	
S. 421. — 6. Brennstoffwechsel S. 424.	
n) Anlagekosten, Bauausführung	424
o) Staub-Zusatzfeuerungen	427
1. Wesen und Zweck S. 427. — 2. Bei Gasfeuerungen S. 428. —	
3. Bei Rostfeuerungen S. 429.	
p) Wirtschaftlichkeit der Staubfeuerung	440
q) Anwendung und Aussichten der Staubfeuerung in industriellen Be-	
trieben	445
r) Anwendung und Aussichten der Staubfeuerung in öffentlichen Kraft-	
werken (Großkraftwerken)	446
II. Staubfeuerungen auf Lokomotiven	451
a) Geschichtliches	451
b) Ausführungen	453
1. Gemischte Rost- und Staubfeuerung S. 453. — 2. Reine	
Staubfeuerungen S. 455.	
c) Versuchsergebnisse	462
1. Versuche der Delaware & Hudson Railroad S. 462. — 2. Ver-	
suche der Chicago & North Western Railway S. 463. — 3. Versuche	
der Atchison, Topeka & Santa Fé Railroad S. 466. — 4. Versuche der	
New York Central Lines S. 468. — 5. Versuche der Lehigh Valley Rail-	

	Seite
road S. 469. — 6. Versuche der AEG und der Studiengesellschaft in Kassel S. 469.	
d) Beurteilung der Staubfeuerung	470
III. Staubfeuerung auf Schiffen	475
a) Versuche	475
b) Gesichtspunkte für die Weiterentwicklung	479
1. Aufbereitung an Land oder an Bord? S. 479. — 2. Kesselart S. 480. — 3. Vergleich mit Rost- und Ölheizung S. 481.	
c) Zusammenfassung	482
IV. Staubfeuerungen für Zentralheizungen	483
V. Die Staubfeuerung im Rahmen der deutschen Brennstoff- wirtschaft	485
a) Steinkohlenbergbau	485
b) Braunkohlenbergbau	486
c) Verbraucher	486
d) Brennstoffe	486
e) Forderungen	488
Sachverzeichnis	490

Druckfehlerberichtigung.

Seite 49, Zeile 5 von unten lies: „ B_{\max} erhöht sich dabei von dG_0 auf dG_1 “
statt „. . . dG auf dG_1 “.

Seite 68 lies in Formel (11)

$$q_N = \frac{q + q_K}{1 + \frac{q_K}{585}} \text{ WE/kg Wasser}$$

statt „. . . Kcal/kg Wasser“.

Seite 99, Zeile 6 von oben lies: „. . . gepreßten Stahlwalzen“.

Einleitung¹⁾.

Der Gedanke, staubförmige oder gepulverte Kohle zu verbrennen, ist nicht neu; er liegt bereits einem J. Collier 1823 erteilten Patente zugrunde. Den ersten Versuch mit Kohlenstaubfeuerungen in Deutschland scheint der Bergrat Henschel im Jahre 1831 gemacht zu haben. In den Jahren 1831 und 1840 wurden J. S. Dawes und S. M. Banks Patente auf das Einblasen von Kohlenstaub in Hochöfen erteilt; dem gleichen Zwecke diente der etwas später bekanntgewordene Apparat von Corbin d'Arboisières, der eine Zeitlang eine gewisse Verbreitung fand; dabei dürfte es sich allerdings nur um Feinkohle gehandelt haben, da Kohlenstaub um diese Zeit noch nicht in wirtschaftlicher Weise hergestellt werden konnte.

Erst in den Jahren 1867—1869 kam es zu nennenswerten betriebsmäßigen Versuchen, die unter Dampfkesseln von dem Amerikaner Isherwood im Marine-Arsenal in Boston, unter Röstöfen von den Amerikanern Whelpley und Storer und in je einem Paketier- und Puddelofen nach den Patenten des Engländers Crampton gemacht wurden. Das Cramptonsche Patent erwähnt bereits die Staubbförderung durch Preßluft oder Dampf, sowie die wagerechte, schräge und senkrechte Flammenführung. Ein durchschlagender Erfolg war diesen Versuchen vor allem infolge der noch unvollkommenen Mahltechnik nicht beschieden.

In der Zeit zwischen 1870 und 1895 sind zwar in Europa und Amerika eine Anzahl Patente erteilt und vor allem in Deutschland Versuche gemacht worden; unter den Feuerungen jener Zeit sind die von Friedeberg, Ruhl, Pinther, Rühle, Unger, Rowe & Bender, Bartlett & Snow, Westlake, Wegener, Baumert und Schwartzkopf zu nennen. Die Feuerungen von Wegener und Baumert sind vorübergehend an stationären Dampfkesseln des technischen Betriebes des Norddeutschen Lloyd in Bremerhaven benutzt worden²⁾,

¹⁾ Die folgenden historischen Angaben sind, soweit sie sich auf die Zeit vor 1900 beziehen, z. T. den folgenden Quellen entnommen:

Helbig, A. B.: Brennstaub. Halle 1924.

Goodrich, W. F.: Pulverized Fuel. London 1924.

Herington, C. F.: Powdered Coal as a Fuel. New York 1918; diese Arbeit enthält am Schluß einen ausführlichen Quellennachweis über ältere Veröffentlichungen.

²⁾ Dinglers Polytechn. Journal (1893), Nr. 289, S. 23.

während eine Rühlsche Ausführung im Kesselhaus des Königlichen Opernhauses in Berlin gestanden hat¹⁾. Praktische Bedeutung erlangte die Kohlenstaubfeuerung erst im Jahre 1894 auf Grund von Versuchen, die von Hurry und Seaman auf den amerikanischen Atlas-Portland-Zementwerken Allentown, Pa., in der Absicht an gestellt wurden, das immer teurer werdende Heizöl durch einen Brennstoff zu ersetzen, welcher die Beibehaltung des Drehrohrofens gestattet. Gestützt auf die günstigen Versuchsergebnisse und die in den vorausgegangenen Jahrzehnten vervollkommnete Hartzerkleinerung führten die Atlaswerke bereits 1895 die Staubfeuerung bei ihren Drehrohröfen im großen ein. Bald folgte eine Anzahl amerikanischer und europäischer Zementfabriken. Der Zementindustrie gebührt daher das Verdienst, der Bahnbrecher der Kohlenstaubfeuerung geworden zu sein.

Andere Anwendungsgebiete blieben der Kohlenstaubfeuerung bis zu Beginn der letzten 1½ Jahrzehnte so gut wie versagt, teils weil die der Zementindustriegeläufige Feinzerkleinerung bei anderen Industriezweigen als unerwünschtes Anhängsel betrachtet wurde, teils weil bei Industrie- und Kesselfeuerungen hinsichtlich der Flammen- und Schlackenbildung im Gegensatz zum Zementdrehofen erhebliche Schwierigkeiten zu überwinden waren. Erst in den letzten fünfzehn Jahren hat die Kohlenstaubfeuerung in Amerika auch außerhalb der Zementindustrie Bedeutung gewonnen und sich bei hüttenmännischen Feuerungen und Dampfkesseln Eingang verschafft. Den Anstoß gab ebenso wie bei der Zementindustrie der Wunsch, sich von dem in Amerika vielfach gebräuchlichen, aber immer teurer werdenden Erdöl unabhängig zu machen und dieses durch einen billigeren, aber in betriebstechnischer Hinsicht ähnlichen Brennstoff, den Kohlenstaub, zu ersetzen. Bei hüttenmännischen Feuerungen beginnt die Entwicklung um das Jahr 1912, nachdem die Versuche der American Steel & Iron Manufacturing Co. in Lebanon, Pa., die Anwendungsmöglichkeit der Staubfeuerung in einer Anzahl verschiedenartiger Öfen erwiesen hatten. Etwa zwei Jahre später, im Jahre 1914, übergibt die New York Central-Eisenbahn die erste kohlenstaubgefeuerte Lokomotive dem Betrieb; ihrem Beispiel folgen in kurzem Abstand verschiedene andere Eisenbahngesellschaften. 1916 werden acht ortsfeste Wasserrohrkessel der Missouri, Kansas and Texas-Eisenbahn in Parsons, Texas, auf Kohlenstaub umgestellt; im gleichen Jahre folgt die American Locomotive Company in Schenectady, N. Y. mit einer weiteren ortsfesten Anlage. Aus dieser Entwicklung ist das Interesse zu erkennen, das zur damaligen Zeit vor allem die Eisenbahnindustrie im Hinblick

¹⁾ Centralblatt der Bauverwaltung (1896), Nr. 16, S. 59.

auf die Lokomotivbeheizung an der Staubfeuerung hatte. Während die Kriegsjahre die Weiterentwicklung vor allem bei Lokomotiven und auch bei ortsfesten Kesseln stark hemmten, war die hüttenmännische Staubfeuerung bereits so weit vervollkommenet, daß eine größere Anzahl von Eisenwerken zum Kohlenstaub als einem willkommenen Ersatz für das durch die Kriegsbehörden beschlagnahmte Heizöl griffen. Ja, man schreckte damals nicht davor zurück, die Staubfeuerung auch auf Siemens-Martinöfen auszudehnen, eine Kühnheit, die bis zum heutigen Tage nur von zweifelhaftem Erfolg begleitet war. Während in den Nachkriegsjahren bei hüttenmännischen Feuerungen infolge des wieder billiger und reichlicher gewordenen Heizöls ein gewisser Stillstand eintrat und die Bemühungen an Lokomotiven nicht weiterverfolgt wurden, ist bei ortsfesten Dampfkesseln eine bedeutende Zunahme der Staubfeuerungen festzustellen. Nach neueren Schätzungen werden in den Vereinigten Staaten jährlich rund 30 Millionen t Kohle in Staubform verbrannt. Davon entfallen auf die Zementindustrie 8 Millionen, auf Hüttenwerke 10—11 Millionen und auf Dampfkessel 12 bis 14 Millionen t¹⁾.

In Deutschland wurde die Kohlenstaubfeuerung auf Grund der amerikanischen Erfahrungen und Erfolge und dank des durch die Brennstoffnot der Nachkriegsjahre entstandenen feuerungstechnischen Interesses aufgegriffen.

Heute werden bereits außerhalb der Zementindustrie etwa 340 Öfen und ebenso viele Kessel mit Kohlenstaub betrieben. Der deutsche Gesamtverbrauch entsprach Mitte 1926 einem Jahresbedarf von 2½ Millionen t, wovon 90 vH Steinkohlenstaub war. Etwa 1,3 Millionen t entfielen auf die Zementindustrie und der Rest zu gleichen Teilen auf Industrieöfen und Kessel. Anfang 1928 war der Gesamtverbrauch bereits auf 4,8 Millionen t gestiegen, woran die Steinkohle mit 77 vH beteiligt ist. Auf industrielle Öfen entfallen 2,2 Millionen t mit einem Anteil der Zementindustrie von 1,7 Millionen t. Dampfkessel verbrauchen 0,7 Millionen t Braunkohlenstaub und 1,9 Millionen t Steinkohlenstaub. Der Staubverbrauch hat sich also in zwei Jahren fast verdoppelt. Der jährliche Verbrauch der im Bau befindlichen Anlagen wird bei Industrieöfen auf 0,16 Millionen und bei Dampfkesseln auf 0,66 Millionen t geschätzt²⁾.

In den nächsten Jahren wird der Kohlenstaubverbrauch wohl noch weiter ansteigen. Dafür sprechen einmal gewisse technische Vorzüge der Staubfeuerung, wie ihre gute Regelbarkeit oder ihre Anpassungs-

¹⁾ Stand Anfang 1928.

²⁾ Bericht des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates, 6. Berichtfolge 1926, Gesichtspunkte zur Beurteilung der Kohlenstaubfeuerung nach ihrem derzeitigen Entwicklungsstand; Arch. Wärmewirtschaft 9 (1928) Nr. 10.

fähigkeit an Brennstoffwechsel, so daß es dem Verbraucher möglich ist, sich je nach der Marktlage von einer auf die andere Sorte umzustellen.

Ferner ist mit dem Neubau mehrerer Großkraftwerke zu rechnen. Diese können bedeutende Kohlenstaubverbraucher werden, teils weil sich die Staubfeuerung für Groß- und Hochdruckkessel besonders eignet, vor allem aber, weil sie fähig ist, feinkörnige, auf andere Weise nicht verwendbare und daher billige Kohlen zu verwerten. Mit der Einführung maschineller Abbauverfahren geht aber eine Steigerung des Feinkohlenanfalles Hand in Hand. Hinzu kommt noch, daß bei Kohlenwäschen die trockene Abscheidung des Feinen Fortschritte machen wird. Namentlich bei Kokskohlen wird man wahrscheinlich durch Windsichter oder Siebe größere Mengen aschereicher, für die Verkokung schädlicher Feinkohle als billiges Abfallprodukt absondern.

Nach vorsichtigen Schätzungen ist mit einem Feinkohlenanfall der deutschen Steinkohlenzechen von rd. 25 Millionen t zu rechnen. Ebenso werden im Braunkohlenbergbau mit Einbürgerung der Brüdenentstaubung bedeutende Filterstaubmengen anfallen, die schätzungsweise 7—8 vH der gesamten Brikettfabrikation oder rd. 4 Millionen t betragen. Im ganzen ist daher in Deutschland mit etwa 30 Millionen t Feinkohle je Jahr zu rechnen, während der heutige Kohlenstaubverbrauch einschließlich der aus Stückkohle hergestellten Mengen noch nicht ganz 5 Millionen t beträgt. Die Stauberzeugung aus billiger Feinkohle läßt sich also noch erheblich steigern, ohne daß vorläufig ein Ausgleich zwischen Nachfrage und Angebot und damit eine wesentliche Erhöhung der Feinkohlenpreise zu befürchten wäre.

Wenn die Kohlenstaubfeuerung auch nicht dazu berufen ist, andere Feuerungsarten gänzlich zu verdrängen, so kommt ihr doch bereits heute eine derartige Bedeutung zu, daß sich sowohl Feuerungstechnik wie Brennstoffwirtschaft eingehend mit ihr befassen müssen.

Erster Abschnitt.

I. Feuerungstechnische Grundlagen.

a) Allgemeine Kennzeichnung der Kohlenstaubfeuerung.

Das der Kohlenstaubfeuerung zugrunde liegende Verfahren besteht im wesentlichen darin, daß feingemahlene Kohle im Luftstrom durch Düsen (Brenner) in einen von heißen Wänden mehr oder weniger umgebenen Verbrennungsraum eingeblasen, in diesem entzündet und als schwebende Wolke verbrannt wird. Es besteht also, der äußeren Form nach, eine große Ähnlichkeit mit Gas- oder Ölf Feuerungen. Aber auch dem Wesen nach nähert sich die Verbrennung von Kohlenstaub derjenigen von Gasen insofern, als durch die Auflösung der Kohle in feine Körner eine innige Durchdringung von Brennstoff und Luft erreicht wird.

Legt man an ein in der Schwebelage befindliches Brennstoff-Luftgemisch den Maßstab der in der Raumeinheit gebundenen Wärme in Kcal/m³, so ergeben sich bei 0° C, 760 mm Q.-S. und dem Luftfaktor 1 (theoretischer Luftbedarf) folgende Werte¹⁾:

Kohlenstaub	. 850—950 Kcal/m ³	
Heizöl 720	„
Leuchtgas 740	„
Wassergas 730	„
Generatorgas 550	„
Gichtgas 500	„

Das Kohlenstaubgemisch besitzt also die Heizkraft eines hochwertigen Gasgemisches.

Die Kohlenstaubfeuerung wird durch folgende Merkmale gekennzeichnet:

1. Hohe Flammentemperaturen. Da die in der Kohle gebundene Wärme infolge der feinen Zerkleinerung und der daraus folgenden innigen Durchdringung des Brennstoffs mit Luft schneller als bei stückiger Kohle ausgelöst wird, so muß die Flammentemperatur höher als bei Rostfeuerungen sein. Bei einer theoretischen Verbrennungstemperatur von 2200° lassen sich bei der Staubfeuerung 1600—1800° ohne Luftvorwärmung erreichen, während die gleiche Kohle in Rostfeuerungen

¹⁾ Schulte: Glückauf (1921), S. 416.

vielleicht 1400—1600° ergeben würde. Ebenso liegt unter sonst gleichen Verhältnissen die Flammentemperatur der Staubfeuerung über derjenigen von Generator- und Gichtgas, was bereits aus der obigen Zusammenstellung zu vermuten war. Die Kohlenstaubfeuerung bringt daher folgende Vorteile mit sich:

a) Die Eignung für Prozesse, die hohe Temperaturen erfordern (Schmelzöfen);

b) billige Feuerungen, wenn im Gegensatz zu manchen Gasfeuerungen auf Vorrichtungen zur Luftvorwärmung (Rekuperatoren) verzichtet werden kann (z. B. bei Wärmöfen);

c) Verkürzung des Wärmeprozesses; hierbei tritt häufig auch eine Brennstoffersparnis ein (z. B. bei Wärm- oder Schmelzöfen);

d) Erhöhung der Leistung (z. B. bei Walzwerksöfen und Dampfkesseln).

2. Geringer Luftüberschuß und eine etwa ebenso vollkommene Verbrennung wie bei Gas- und Ölfeuerungen. Hieraus folgen:

a) geringe Abgasverluste; denn mit abnehmendem Luftüberschuß sinken erstens die Abgasmengen und zweitens infolge schnellerer Wärmeabgabe an die Heizflächen auch die Abgastemperaturen;

b) geringe Verluste an Verbrenlichem in Asche und Schlacke;

c) gute Brennstoffausnutzung.

3. Gute Regelbarkeit. Sowohl die durchgesetzte Kohlenstaubmenge wie das Verhältnis „Brennstoff : Luft“ lassen sich wie bei Gasfeuerungen unabhängig voneinander und in weiten Grenzen ändern. Für die Praxis folgt hieraus:

a) gute Anpassungsfähigkeit an wechselnde Feuerungsleistungen (z. B. bei Spitzenkesseln);

b) leichte Einregelung von oxydierenden oder reduzierenden Flammen (z. B. bei Schmelz- und Glühöfen);

c) leichte Temperaturregelung (z. B. bei Glühöfen).

4. Geringe Abhängigkeit der Flammenbildung von Art und Stückung des Ausgangs-Brennstoffes. Bei Rost- und Gasfeuerungen kommen in der Flamme im wesentlichen nur Gase und Dämpfe zur Verbrennung. Länge und Temperatur der Flamme sind daher von der Art der Kohle stark beeinflusst. Eine Rostfeuerung kann z. B. bei Dampfkesseln mit Magerkohlen, bei Glühöfen aber mit Rücksicht auf möglichst lange Flammen nur mit gasreichen Kohlen gespeist werden. Ebenso sind für Generator- und Halbgasfeuerungen gasreiche Kohlen wünschenswert und vielfach sogar unbedingt erforderlich. Bei der Kohlenstaubfeuerung kommen dagegen in der Flamme auch feste Bestandteile zur Verbrennung. Es lassen sich daher auch mit Magerkohle lange, z. B. für Glüh-

öfen geeignete Flammen erzeugen. Zudem können die durch die Kohlenart bedingten Unterschiede der Flammenbildung durch Änderung der Mahlfineinheit ausgeglichen werden. Die Kohlenstaubfeuerung ist daher in bezug auf die Flammenbildung von der Kohlenart unabhängiger als alle Stückkohlenfeuerungen. Im Gegensatz zu diesen fallen auch alle an die Stückgröße zu stellenden Anforderungen fort.

Für die Praxis ergibt sich hieraus die Möglichkeit, die Brennstoffkosten zu senken

a) durch Wechseln der Kohlensorte je nach den Frachtverhältnissen sowie dem Angebot und den Preisen auf den Kohlenmärkten;

b) durch Verwertung feinkörniger, anderweitig nicht verwertbarer und daher billiger Sorten (zu diesen gehört z. B. Filterstaub der Braunkohlen-Brikettfabriken oder vor der Wäsche abgesaugte feinkörnige Steinkohle).

5. Maschinelle Betätigung. Der Kohlenstaub wird maschinell hergestellt und gelangt ähnlich wie Gas oder Öl von einer beliebigen Stelle durch Leitungen zur Feuerung, ohne irgendwelcher Vorbereitungen von Hand zu bedürfen. Hieraus folgen:

a) übersichtlicher Betrieb;

b) Ersparnis an Arbeitskräften gegenüber handbedienten Rost- und Generatorgasfeuerungen;

c) Stetigkeit des Betriebes, da Entschlackungspausen fortfallen;

d) leichte Beherrschung großer Brennstoffmengen (z. B. in Großkesseln);

6. Hoher Bereitschaftsgrad. Der Kohlenstaub kann wie bei der Gas- oder Ölfeuerung mit einem Handgriff an und abgestellt werden. Die Folge hiervon ist:

a) niedriger Brennstoffverbrauch bei Betriebsunterbrechungen oder Anheizzeiten (z. B. in Zeiten schlechter Konjunktur);

b) die Eignung für Bereitschafts-, Zusatz- oder Spitzenfeuerungen.

Bei der Frage, ob die Kohlenstaubfeuerung wirtschaftlich ist, werden die unter 1. bis 6. genannten Merkmale und die daraus folgenden praktischen Vorteile je nach dem vorliegenden Fall mehr oder weniger ins Gewicht fallen. Sie können als die Aktiva der Kohlenstaubfeuerung angesehen werden, denen als wirtschaftlichkeitsmindernde Passiva vor allem die Aufbereitungskosten und die Schlacken- und Aschenschäden entgegensustellen sind.

7. Die Aufbereitung, bestehend aus Mahlung und vielfach auch Trocknung, nimmt etwa die gleiche Stelle ein wie die Umwandlung

der Kohle in Generatorgas durch Ent- und Vergasung. Die wirtschaftliche Staubaufbereitung ist einer der Angelpunkte der ganzen Kohlenstaubfrage. Eine teure Aufbereitung kann die Wirtschaftlichkeit von vornherein vernichten; sind andererseits — was vielfach zutrifft — die Umwandlungskosten einer Generatorgasanlage höher als die Aufbereitungskosten einer Staubfeuerung, so kann dieser Umstand allein schon den Ausschlag zugunsten der Kohlenstaubfeuerung geben.

8. Schlacken- und Aschenschäden sind im allgemeinen die größten z. Zt. noch bestehenden Nachteile der Kohlenstaubfeuerung. Schlackenangriff des Mauerwerks der Verbrennungsräume sowie Aschenablagerungen auf dem Ofeneinsatz oder in den Heizzügen und Abgaskanälen lassen sich jedoch heute in den meisten Fällen durch sorgfältige Aufbereitung und geeignete Ausbildung der Feuerungsorgane auf ein erträgliches Maß verringern. Noch nicht völlig gelöst sind die Schlackenschwierigkeiten bei gewissen Kesseln (z. B. Lokomotiven) und bestimmten Schmelzöfen der Eisen- und Glasindustrie. In solchen Fällen ist die Wirtschaftlichkeit der Staubfeuerung von vornherein sehr fraglich, selbst wenn die unter 1. bis 6. genannten Vorteile ganz oder teilweise zutreffen.

Die aufgezählten Merkmale lassen erkennen, daß die Kohlenstaubfeuerung unter bestimmten Verhältnissen große Vorteile bringen kann, daß aber ihrer Wirtschaftlichkeit auch Grenzen gezogen sind, die von Fall zu Fall genau geprüft werden müssen, und auf die im weiteren Verlauf dieser Arbeit noch im einzelnen zurückzukommen sein wird.

b) Brennstoffe.

1. Allgemeines. Jeder feste Brennstoff ist, wenn er hinreichend fein gemahlen wird, für die Staubfeuerung geeignet. Für die Praxis kommen vor allem die Stein- und Braunkohlen sowie ihre Kokse und Halbkokse in Betracht. Neben den handelsüblichen Sorten sind noch die Abfallprodukte der Zechen, Kohlenwäschen und Kokereien zu nennen, nämlich Halden- und Feinkohlen, sowie Faserkohlen, Kohlenschlämme¹⁾ und Koksasche. Lokale und deshalb geringere

¹⁾ Als Beispiele für Kohlenschlämme, die zu Staub verarbeitet werden, sind zu nennen:

Art des Schlammes	Anthrazit- schlamm (Pennsylvanien)	Steinkohlen- schlamm (Saar)*
Asche. vH	rd. 24	rd. 40
flüchtige Bestandteile. „	„ 6	„ 18—24
fixer C „	„ 70	—
Feuchtigkeit des angelieferten Brennstoffs	„ 8—30	„ 30

*) Siehe S. 80.

Bedeutung haben die Torfe. Ferner sind noch Peche und Harze zu erwähnen, die in Staubform nur in Sonderfällen, wie etwa zum Carburieren von Gasen zur Leuchtendmachung der Flamme heranzuziehen sind.

Bei der überwiegenden Bedeutung der Kohlen ist in dieser Arbeit die alte geläufige Bezeichnung „Kohlenstaub“ beibehalten worden, wenn auch die neuere Benennung „Brennstaub“ als die umfassendere dem Wesen der Staubfeuerung besser gerecht wird.

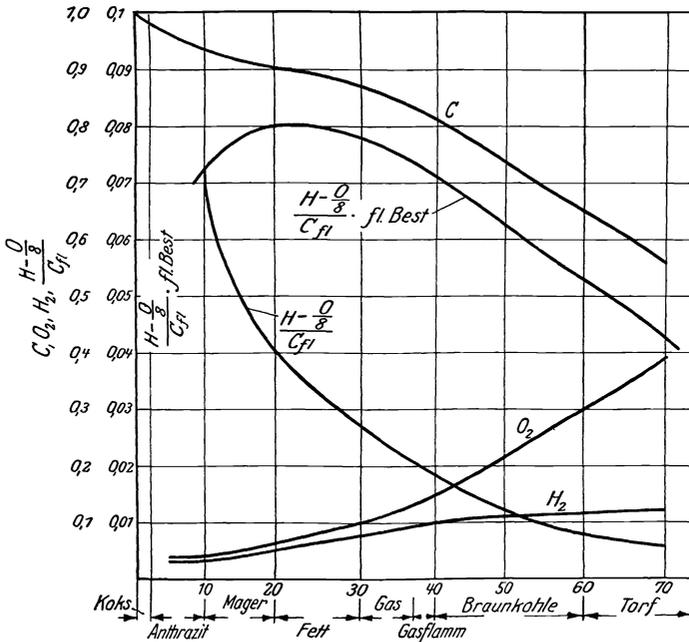


Abb. 1. Zusammensetzung der Brennstoffe.

Die chemische Zusammensetzung der wichtigsten Brennstoffe geht aus der Abb. 1 hervor.

2. Flüchtige Bestandteile. Früher wurde häufig ein bestimmter je nach der Art der Feuerung verschiedener Mindestgehalt an flüchtigen Bestandteilen gefordert. Aber abgesehen davon, daß auf die Flammenbildung nicht nur die Menge, sondern auch die Art der flüchtigen Bestandteile Einfluß hat ist es bei dem heutigen Stande durchaus möglich, eine Feuerung auch auf einen gasarmen Brennstoff umzustellen¹⁾. Zudem wird die Bewegungsfreiheit beim Übergang von einer Kohle zur anderen häufig weniger durch die flüchtigen Bestandteile als durch

¹⁾ Bei gasarmen Kohlen tritt allerdings im Falle geringen Luftüberschusses leicht unverbranntes in der Flugasche auf.

die Anpassungsfähigkeit der Aufbereitungs- und Staubförderungsorgane an die andere Brennstoffart begrenzt. Nur in Fällen, in denen an die Zündfähigkeit des Brennstoffes hohe Anforderungen gestellt werden, also z. B. bei häufigem Anfeuern aus dem kalten Zustande, oder wenn eine besonders kurze heiße Flamme verlangt wird, ist eine Kohle mit einem nicht zu geringen Gehalt an schnell verbrennenden heizkräftigen flüchtigen Bestandteilen zu wählen¹⁾. Aber auch in diesen Fällen hat man es in der Hand, mit weniger geeigneten Brennstoffen durch feinere Ausmahlung die gewünschte Kurzflammigkeit zu erreichen. Ein Versuch muß im Einzelfall entscheiden, ob den durch feinere Ausmahlung verursachten Mehrkosten ein entsprechend niedrigerer Kohlenpreis gegenübersteht.

Aufgabe der Forschung ist es, zu untersuchen, wie sich die flüchtigen Bestandteile nach Zusammensetzung und Menge auf die einzelnen Siebfraktionen und Gefügebestandteile der Kohle (Glanz-, Matt- und Faserkohle) verteilen. Bekanntlich hat die vor der Kohlenwäsche abgeschiedene Feinkohle, die häufig reich an Faserkohle ist, für die Staubfeuerung besondere Bedeutung.

3. Feuchtigkeit. Wird die Kohle in trockenen, gut gelüfteten Räumen länger gelagert, so wird sie lufttrocken; in Wirklichkeit enthält sie aber noch eine bestimmte Wassermenge, die als „unföhlbare“ oder „hygroskopische“ Feuchtigkeit bezeichnet wird. Wird diese durch Wärmezufuhr mehr oder weniger ausgetrieben, so wird die Kohle hygroskopisch, d. h. sie zieht beim Erkalten so viel Wasser aus der Luft an, daß sie wieder den hygroskopischen Feuchtigkeitsgrad erreicht, den sie vorher im lufttrockenen Zustand besaß. Ein die hygroskopische Feuchtigkeit überschreitender Betrag, der von zufälliger oder willkürlicher Beröhrung mit Wasser in der Grube oder der Kohlenwäsche oder von Regenwetter herröhrt, wird „föhlbare“ oder „grobe“ Feuchtigkeit genannt.

Die hygroskopische Feuchtigkeit ist bei den einzelnen Kohlen sehr verschieden. Sie ist bei den Torfen und Braunkohlen, bei denen die Zellstruktur der Pflanze noch verhältnismäßig gut erhalten ist, am größten, bei den Koksen am niedrigsten und bei sauerstoffreichen, meist geologisch jüngerem Steinkohlen wiederum größer als bei den sauerstoffärmeren. Aufhäuser gibt folgende Zahlen an:

Ruhrkohle	1— 2 vH
englische Steinkohle	1— 3 „
schottische Steinkohle	6—12 „

Bei Braunkohlen liegt die hygroskopische Feuchtigkeit je nach dem genetischen Alter zwischen 10 und 30 vH.

Die hygroskopische Feuchtigkeit ist jedoch keine Konstante, sondern hängt von der Temperatur und dem Feuchtigkeitsgehalt der Luft, mit

¹⁾ Siehe S. 42f.

welcher der Brennstoff in Berührung kommt, und ferner von hygroskopischen Salzen ab, die in die Kohlensubstanz eingeschlossen sind. Bei mitteldeutscher Braunkohle fand Rammler 8—11 vH bei einem Sättigungsgrad der Luft von 30—60 vH und 16—18 vH bei voller Luftsättigung, wenn die Lufttemperatur in beiden Fällen 20—25° betrug; stieg die Temperatur von 20 auf 60°, so fiel die hygroskopische Feuchtigkeit von 9 auf 1,5 vH. Bei Braunkohlen haben daher Angaben über den hygroskopischen Feuchtigkeitsgehalt nur Sinn, wenn gleichzeitig Temperatur und Luftsättigung angegeben werden¹⁾.

Die Korngröße hat auf den hygroskopischen Feuchtigkeitsgrad praktisch keinen Einfluß; er ist daher bei Staub ebenso groß wie bei der Ausgangskohle.

Die Geschwindigkeit, mit der sich hygroskopische Kohle oder ebensolcher Staub durch Wasseraufnahme aus der Luft auf den Beharrungszustand einstellen, ist an sich sehr gering und vom Verhältnis der freien Oberfläche zum Gewicht abhängig, während Körnung und Mahlfineinheit nur von geringem Einfluß sind. Eine unter die hygroskopische Feuchtigkeit getrocknete Kohle nimmt daher bei der Mahlung und der Staubbeförderung nur geringe Mengen Wasser aus der berührenden Luft auf. Ebenso dringt bei einem dem Regen tagelang ausgesetzten Kohlenstaubhaufen die Feuchtigkeit nur wenige Zentimeter ein. Man könnte daher im Freien lagernden Staub durch Besprengen mit Wasser oder einer anderen Flüssigkeit gegen Windverwehungen und Sauerstoffaufnahme aus der Luft schützen.

Mahlung, Transport und Lagerung des Staubes setzen nun einen bestimmten nach der Brennstoffart verschiedenen Wassergehalt voraus, der nicht überschritten werden darf. Zum mindesten muß die Kohle frei von größeren Mengen grober oder fühlbarer Feuchtigkeit sein; ist dies nicht der Fall, so beginnen die Mahlwerkzeuge in kurzer Zeit zu schmieren; der Kohlenstaub bleibt an ihnen haften und läßt sich nicht fein ausmahlen; der in der Mühle erwärmte Staub würde sich ferner in den Förderleitungen infolge von Abkühlung und Kondensation festsetzen, in den Bunkern Brücken und Krater bilden und an den Wandungen haften bleiben; außerdem würden die Speiseschnecken den feuchten Staub stoßweise und unregelmäßig an die Brenner weitergeben, oder in bereits festgebacktem Staub entweder einen Hohlraum ausfräsen und deshalb leerlaufen, oder sich festfahren. Feuchter Staub widersetzt sich ferner der Entleerung aus Transportwagen. Schließlich wächst auch die Gefahr der Selbstentzündung bei längere Zeit hindurch gebunkertem Staub mit der Feuchtigkeit. Weniger bedenklich ist die Feuchtigkeit bei der Verfeuerung des Staubes, wenn es

¹⁾ Arch. f. Wärmewirtschaft 7, (1926) Nr. 6, S. 159 f.

auch wärmetechnisch richtiger ist, die Feuchtigkeit vor der Verfeuerung bei etwa 80—100° auszutreiben, als sie in der Feuerung auf 1200° und darüber zu erhitzen. Eine oberflächliche Benetzung lufttrockener, stückiger Steinkohle ist allerdings unbedenklich, solange die die Mühle durchziehende Luft fähig ist, die oberflächliche grobe Feuchtigkeit vor allzu weitgehender Vermahlung aufzunehmen. Es ist daher möglich, gewisse Steinkohlen, zu denen vor allem die geologisch älteren Arten gehören, ohne künstliche, mit Wärmeverbrauch verbundene Trocknung anstandslos zu vermahlen. Bei den jüngeren Steinkohlen, wie z. B. der Saarkohle, oder den Kohlen des amerikanischen Mittelwestens ist die künstliche Trocknung jedoch häufig unentbehrlich. Selbst wenn diese Kohlen an der Oberfläche fühlbar trocken sind, so enthalten sie doch im Innern häufig noch grobe, erst bei der Vermahlung freigelegte Feuchtigkeit, die genügt, um die Mahlfähigkeit zu beeinträchtigen. Noch viel notwendiger ist die Trocknung bei Braunkohlen; diese enthalten im Rohzustand 40—60 vH Wasser und müssen in der Regel auf mindestens 15—20 vH heruntergetrocknet werden.

Die Trocknung braucht nicht, wie vielfach angenommen wird, kurz über oder bei dem hygroskopischen Punkt haltzumachen; es ist mit Rücksicht auf geringen Kraftverbrauch beim Mahlen häufig sogar erwünscht, der Kohle auch einen Teil der hygroskopischen Feuchtigkeit zu nehmen, zumal da die Wasseraufnahme nach vollzogener Trocknung, wie oben erwähnt wurde, sehr langsam vor sich geht. Bedenken, die man gegen allzu scharfes Trocknen bei Braunkohlen wegen einer Erhöhung der Entzündungsgefahr hatte, scheinen nach neueren Untersuchungen nicht stichhaltig zu sein.

Wird die Trocknung dagegen bereits über der der kalten Kohle entsprechenden hygroskopischen Feuchtigkeit abgebrochen, was auf den Braunkohlen-Brikettfabriken oder auch bei Steinkohlen im Falle gewisser stehender Trockner die Regel ist, so muß der warmen den Trockner verlassenden Kohle die restliche grobe Feuchtigkeit durch innige Berührung mit Luft genommen werden¹⁾. Diese Nach-trocknung kann durch Vorrichtungen, die den Kühlhäusern der Brikettfabriken ähneln, oder durch Ventilation der Förderwege oder der Mühlen bewirkt werden²⁾. Wird die warme Kohle an der Nach-trocknung gehindert, so schlägt sich bei eintretender Erkaltung die noch vorhandene grobe Feuchtigkeit teilweise nieder; es treten dann die bereits erwähnten Schwierigkeiten ein.

Feste Zahlen für den zu erstrebenden Feuchtigkeitsgehalt lassen sich nur annäherungsweise geben. Außer dem Brennstoff hat auch die Müh-

¹⁾ Siehe S. 67.

²⁾ Siehe S. 85.

lenart einen gewissen Einfluß. Als allgemeine Regel kann gelten, daß bei Steinkohlen der hygroskopische Feuchtigkeitsgehalt stets erreicht, wenn nicht unterschritten werden sollte. Bei deutschen Braunkohlen geht man am besten etwas unter den hygroskopischen Punkt hinunter, und zwar auf etwa 10 vH Feuchtigkeit. Bleibt man darüber, indem man z. B. nur bis auf 18 vH Feuchtigkeit geht, so muß die Kohle sowohl zwischen Trockner und Mühle als auch zwischen dieser und der Transportleitung durch Nachtrocknung hinlänglich gekühlt werden. Diese Anforderungen gelten nur für das indirekte Aufbereitungsverfahren¹⁾; beim direkten Verfahren, bei dem der Staubbunker fortfällt und die Mühlen in der Regel von einem kräftigen Luftstrom durchspült werden, sind Wassergehalte von rd. 4—5 vH bei geologisch älteren Steinkohlen, rd. 8 vH bei jüngeren Steinkohlen²⁾ und bis zu 20 vH bei deutschen Braunkohlen zulässig.

Die verschiedenen Verfahren zur Bestimmung der Feuchtigkeit von Kohle und Kohlenstaub faßt H. Broche wie folgt zusammen³⁾.

„Das genaueste Verfahren zur Bestimmung des Wassergehaltes von Braunkohle und Steinkohle ist die Destillation mit Xylol unter Einhaltung der von Erdmann dargelegten Gesichtspunkte. Bei Steinkohle sind 100 g zu verwenden, bei Braunkohle genügen je nach dem Wassergehalt etwa 20 g.

Die Trocknung bei 105° im Kohlensäurestrom ergibt für Steinkohle und Braunkohle Werte, die mit denen der Xyloldestillation innerhalb der Fehlergrenzen übereinstimmen.

Die Trocknung bei 105° an der Luft ist für Braunkohle und jüngere Brennstoffe unbrauchbar. Für Steinkohle kann man durch gewöhnliches Trocknen bei 105° innerhalb der Fehlergrenzen liegende Werte für den Wassergehalt erhalten, wenn man die richtige Arbeitsweise wählt, z. B. 3 g Kohle bei 105° im flachen Wägeglastrocknet. (Trocknen ausgebreiteter Kohlenproben z. B. auf Uhrgläsern, längeres Trocknen bei kleineren Einwagen, kürzeres Trocknen bei größeren Einwagen sind nicht zu empfehlen.)

Im folgenden sei ein

Vorschlag

für ein einheitliches Verfahren zur Bestimmung des Wassergehaltes in festen Brennstoffen gemacht. Wenn dabei für technische Untersuchungen grundsätzlich das Trocknen der Probe bei 105° an der Luft oder im Kohlensäurestrom angegeben wird, so geschieht es aus dem Grunde, weil die meisten Laboratorien auf diese Untersuchungsweise eingerichtet sind, diese sich schnell ausführen läßt und unter Beachtung der angegebenen Arbeitsweise Werte liefert, die innerhalb der Fehlergrenzen liegen und für Betriebszwecke hinreichend genau sind. Abweichungen von $\frac{1}{10}$ — $\frac{2}{10}$ vH können im Hinblick auf die bei der Probenahme möglichen Fehler durchaus zugelassen werden. Es ist jedoch zu wünschen, daß sich das Xylolverfahren im Laufe der Zeit mehr und mehr einbürgert. Man erhält damit in jedem Falle und für alle festen Brennstoffe die besten Werte. Ist man

¹⁾ Siehe S. 56.

²⁾ Power 10. Juni 1924, S. 964.

³⁾ Bericht an den Reichskohlenrat auf Grund von Versuchen im Kaiser-Wilhelm-Institut für Kohlenforschung in Mülheim (Ruhr). Zehnte Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates. Braunkohle 26, Nr. 1, S. 5f. (1927). Glückauf (1927), Nr. 14.

einmal auf diese Arbeitsweise eingerichtet, so geht sie schnell von der Hand und kann auch für Reihenuntersuchungen verwandt werden.

Vorschlag für ein einheitliches Verfahren zur Bestimmung des Wassergehaltes in festen Brennstoffen.

1. Technische Untersuchungen. Die der Feuchtigkeitsbestimmung dienende Probe von Steinkohlenstaub ist in Glasflaschen mit eingeschliffenem Stöpsel oder in verlöteten oder mit Siegellack usw. gedichteten Büchsen anzuliefern. Sofort nach Öffnen der Büchse sind 3 g Kohlenstaub 2 Std. bei 105° in flachen Wäggläsern zu trocknen. Der Gewichtsunterschied der Probe vor und nach dem Trocknen bei 105° stellt den Wassergehalt der Probe dar. Steinkohle wird gepulvert und dann in derselben Weise wie der Steinkohlenstaub untersucht. Das Trocknen von Braunkohlenstaub hat im Kohlensäurestrom bei 105° (1 g 3 Std.) zu erfolgen. Damit man bei Rohbraunkohle richtige Werte erhält, ist es erforderlich, die Probe zunächst durch zweitägiges Liegenlassen lufttrocken zu machen, sie dann zu pulvern und das hygroskopische Wasser durch Trocknen im Kohlensäurestrom zu ermitteln. Aus der groben und der hygroskopischen Feuchtigkeit errechnet sich der Gesamtwassergehalt.

2. Feuchtigkeitsbestimmung von besonderer Wichtigkeit. Bei derartigen Untersuchungen muß stets zunächst die grobe Feuchtigkeit durch etwa zweitägiges Lagern ermittelt werden. Die lufttrockene Probe ist, soweit sie nicht von vornherein als Staub vorliegt, zu pulvern und die Wasserbestimmung mit Hilfe der Xyloldestillation¹⁾ durchzuführen.“

4. Asche. Die im folgenden aufgeführten nicht brennbaren mineralischen Bestandteile sind entweder aus der Pflanzenfaser mit in die Kohle übergegangen und daher mit dem Brennstoff eng verwachsen, oder als Ton, Schiefer oder Sand mehr oder weniger zufällig zwischen der Kohlensubstanz eingelagert. Der Schwefel ist teils als Sulfid (Pyrit), teils als Sulfat und außerdem in organischen Verbindungen vertreten. Die meisten mineralischen Bestandteile sind härter als die Kohlensubstanz und erhöhen daher den Kraftbedarf und den Verschleiß der Mühlen; dies gilt insbesondere von pyritartigen Kohlen.

Für die Frage, ob sich eine bestimmte Kohle mit gewissen Ascheneigenschaften für Staubfeuerungen eignet, ist weniger die Menge als die Beschaffenheit der Asche maßgebend. Kohlen mit 30 vH Asche und mehr lassen sich u. U. in durchaus wirtschaftlicher Weise verfeuern. Ein endgültiges Urteil läßt sich nach dem bisherigen Stande nur im Einzelfall durch einen praktischen Versuch abgeben. Es ist möglich, daß sich bei hohem Gehalt an harten Aschen die Aufbereitungskosten infolge vermehrten Kraftbedarfs und Verschleißes um 25 vH und mehr erhöhen²⁾. Ob dann die Verwendung einer minderwertigen Kohle noch wirtschaftlich ist, muß von Fall zu Fall entschieden werden.

Die Aschen der Steinkohlen setzen sich normalerweise folgendermaßen zusammen:

¹⁾ Xyloldestillation nach Erdmann, siehe Jahrbuch Hall Verb. 4, Lief. 2, S. 380 (1924).

Braunkohle 23 (1950) Nr. 49. Brennstoffchemie 6 (1925), S. 292.

²⁾ Siehe S. 123f.

SiO ₂	20—60 vH	MgO	1— 7 vH
Al ₂ O ₃	15—35 „	Alkalien	1— 4 „
Fe ₂ O ₃	5—25 „	SO ₃	0,2— 6 „
CaO	1—20 „		

Der Gehalt an Fe₂O₃ steigt bei manchen Kohlen bis auf 60 vH.

Die Zusammensetzung der Braunkohlenaschen ist wesentlich anders.

Für eine rheinische Braunkohle wird angegeben¹⁾:

SiO ₂	2,78	MgO	5,88
Al ₂ O ₃	6,47	Alkalien	1,22
Fe ₂ O ₃	13,00	SO ₃	3,42
CaO	62,10	S	0,22

Zuweilen ist es wichtig, die Verteilung des Aschegehaltes auf die einzelnen Korngrößen einer Kohle zu kennen. Dies ist z. B. der Fall, wenn auf Zechen oder Kohlenwäschen das Feinkorn in mehr oder weniger großen Mengen durch Siebung oder Sichtung (S. 59) von der zu verkaufenden oder zu waschenden Stückkohle abgeschieden und zu Kohlenstaub weiter verarbeitet werden soll, oder wenn aus einer asche-reichen Halden-Feinkohle Kohlenstaub hergestellt werden soll, dessen Aschegehalt einen bestimmten Wert nicht überschreiten darf. Untersuchungen an einer größeren Anzahl von Steinkohlen verschiedener Herkunft zeigen, daß der Aschegehalt in der Regel mit abnehmender Korngröße zuerst fällt und dann wieder ansteigt. Diese Gesetzmäßigkeit gilt sowohl für Stückkohle wie für den aus dieser ausgemahlenden Staub²⁾.

Bei einer amerikanischen Stückkohle von 0—15 mm betrug der Aschegehalt des größten Korns (13—15 mm) rd. 10 vH und des feinsten Korns (0—0,074 mm) 6,7 vH, während der niedrigste Aschegehalt von 5,7 vH im Korn von 1,6—2,3 mm festgestellt wurde. Bei Saar-Rohgrieß von 0—8 mm fand sich der niedrigste Aschegehalt auf verschiedenen Gruben in den Körnern von 0,6—2 mm. Bei oberschlesischem Steinkohlenstaub stellte H. Schwartzkopf folgende Werte fest:

Rückstand auf	Sieb Nr.	20 ³⁾	. . .	10,69 vH	Asche
„	„	„	24	9,49	„
„	„	„	30	9,01	„
„	„	„	50	8,45	„
„	„	„	70	8,33	„
„	„	„	80	7,92	„
„	„	„	100	8,72	„
Durchgang durch	„	„	100	14,17	„

Bei ein und derselben Kohle scheint die ascheärmste Korngröße um so kleiner zu sein, je weiter die Zerklein-

¹⁾ Münzinger, Kohlenstaubfeuerungen für ortsfeste Dampfkessel S. 74. Berlin: Julius Springer 1921.

²⁾ Für Stückkohle siehe G. R. Delamater: Coal Age, Vol. 22, Nr. 19, oder H. Bleibtreu: Bericht Nr. 73 des Hochofenausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.

Für Kohlenstaub siehe Ch. Roszak: Fuel, Mai 1924, S. 161f.

³⁾ Die zugehörigen Maschenweiten sind Zahlentafel 2 zu entnehmen.

nung getrieben worden ist, je größer also der „Feinheitsgrad“ (S. 20) ist. Gleichzeitig mit dem Aschegehalt der einzelnen Siebfractionen ist daher auch der Feinheitsgrad oder die „Kennlinie“ (S. 26), wenigstens aber der Rückstand auf dem 900-Maschensieb anzugeben. Da die über den einzelnen Siebfractionen oder ihren Maschenweiten aufgetragene Aschegehaltskurve in der Regel ziemlich stetig verläuft, dürften 6 Fractionen genügen. Es empfiehlt sich, Zahl und Nummer der zu verwendenden Siebe sowohl für Stückkohle wie für Staub durch Normenvorschriften festzulegen.

Von der Verteilung des Aschegehaltes auf die einzelnen Gefügebestandteile der Kohle ist bis jetzt vor allem bekannt, daß die hauptsächlich in den feinsten Fractionen auftretende Faserkohle (Fusit) in der Regel besonders aschereich ist und das höchste spezifische Gewicht besitzt (1,6 und mehr gegenüber 1,25 bei dem leichtesten Gefügeteil, der Glanzkohle). Zuweilen findet sich jedoch auch aschearme Faserkohle.

Die Feststellung der spez. Gewichte der in einer bestimmten Siebfraction enthaltenen Gefügebestandteile wäre erwünscht, um die Trennungsmöglichkeiten festzustellen; diese sind u. a. bei der Beurteilung der Wirkungsweise von Windsichtern von Wert.

Für die Schmelzbarkeit der Kohlenaschen ist vor allem die Erweichungstemperatur maßgebend; diese wird in bekannter Weise durch Segerkegel bestimmt. Sie liegt in rohen Zahlen bei

amerikanischen Steinkohlen	zwischen	1100°	und	1500°
saarländischen	„	1150°	„	1300°
Ruhrkohlen	„	1000°	„	1360°
mitteldentscher Braunkohle	„	1300°	„	1450°

Der Erweichungspunkt hängt von der chemischen Zusammensetzung der Asche und der umgebenden Atmosphäre ab. Die gleichzeitigen Einflüsse der verschiedenen Aschenbestandteile sind so verwickelt, daß es nur näherungsweise möglich ist, an Hand der Aschenanalyse die Eigenschaften der Asche bei hohen Temperaturen voraussagen zu können. Bei Steinkohlen kann als allgemeine rohe Regel gelten, daß die Erweichungstemperaturen in oxydierender Atmosphäre (Luft) von etwa 1100° auf 1500° nach einer nach unten durchgebogenen Kurve ansteigen, wenn der Gehalt an $(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)$ von rd. 35 auf etwa 90 vH ansteigt, und gleichzeitig der Gehalt an $(\text{CaO} + \text{MgO} + \text{Fe}_2\text{O}_3)$ von rd. 60 auf etwa 7 vH abfällt¹⁾. Daraus würde folgen, daß die Schmelztemperatur durch hohen Tonerde- und Kieselsäuregehalt erhöht und durch hohen Kalk- und Eisenoxyd gehalt erniedrigt wird. Andererseits haben Aschen mit hohem CaO- und eiedrigem $(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)$ -Gehalt, die bei Braunkohlen häufig vorkommen, ebenfalls hohe Erweichungstemperaturen, solange gleichzeitig der Fe_2O_3 -Gehalt niedrig bleibt. Ferner drückt hoher Alkaliengehalt die Erweichungstemperatur.

¹⁾ Fieldner, A. C., A. E. Hall und A. L. Feild: U. S. Bureau of Mines, Bulletin 129, S. 27 und 110.

Der häufig angeführte Wert $\frac{\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2}{\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{CaO} + \text{MgO}}$ ist also kein zuverlässiger Maßstab für die Höhe des Erweichungspunktes und höchstens bei Steinkohle mit normaler Aschenzusammensetzung als roher Anhalt zu benutzen.

Der Einfluß der umgebenden Atmosphäre ist derart, daß die höchsten Erweichungstemperaturen sowohl in einer oxydierenden, aus reiner Luft bestehenden, als auch in einer streng reduzierenden, aus reinem CO bestehenden Atmosphäre eintreten, und daß zwischen beiden Grenzen die Temperatursenkungen je nach der Kohlenart zwischen 50^0 und fast 400^0 schwanken¹⁾. Besonders groß ist der Temperaturabfall bei hohem Eisengehalt der Asche; während bei vorwiegend oxydierender Umgebung Fe_2O_3 mit den in der Asche vorhandenen Silikaten zu einem Klinker mit mittlerem Erweichungspunkt zusammensintert, entsteht bei zunehmend reduzierender Umgebung Eisenoxydul (FeO), das in Verbindung mit Silikaten eine außerordentlich leichtflüssige Schlacke bei niedrigen Temperaturen bildet; bei weiterer Steigerung des CO-Gehaltes findet jedoch eine Reduktion des Eisenoxydes zu metallischem Eisen vor Eintritt der Asche in den Erweichungszustand statt, so daß die Erweichungstemperatur wieder steigt. Diese Feststellung gilt auch für pyritreiche Aschen, bei denen FeS_2 über FeS ebenfalls je nach der Atmosphäre zur Bildung von Eisenoxyd oder Eisenoxydul führt. Der niedrige Schmelzpunkt pyrithaltiger Asche ist also nicht, wie zuweilen angenommen wird, auf den Schwefel, sondern das Eisen zurückzuführen. Schwefel in anderer als der pyritischen Form scheint denn auch auf die Erweichungstemperaturen keinen ausgesprochenen Einfluß zu haben.

Die Temperaturspanne zwischen dem Erweichungs- und dem Fließpunkt, bei dem die Asche leichtflüssig wird, ist bei den einzelnen Kohlen sehr verschieden und beträgt in der Regel etwa 50^0 , bei manchen Kohlen aber 100^0 und noch mehr. Je größer die Temperaturspanne, desto länger verharren die Aschen im zähflüssigen Zustand. Ein klarer Zusammenhang zwischen der Zähflüssigkeit und der Zusammensetzung der Aschen ist noch nicht bekannt. Als besonders zähflüssig gelten die kieselsäure- und tonerdereichen Aschen.

Die zur Ermittlung der Erweichungspunkte dienenden Verfahren sind sehr verschiedenartig; ein Vergleich zweier in verschiedenen Laboratorien gemachter Messungen hat daher nur bei genau gleichem Versuchsverfahren Wert; vor allem ist bei Angabe der Erweichungspunkte auch die Art der Atmosphäre anzugeben, in der die Schmel-

¹⁾ Fieldner, A. C. u. Gen.: a. a. O. Seite 57f., 114f.

zung vor sich geht. Eine Normung der Schlackenschmelzpunktverfahren ist daher dringend erwünscht¹⁾.

Der Einfluß der Asche auf den Verbrennungsvorgang wird auf Seite 44 beschrieben.

Bei kritischer Betrachtung des Begriffs „Schmelzpunkt“ ist zu beachten, daß die Asche ihrer chemischen Zusammensetzung nach keineswegs einheitlich in der Kohle verteilt ist. Offenbar besteht ein unmittelbarer Zusammenhang zwischen Aschenart und Gefügebestandteilen, derart, daß z. B. Aschen mit niedrigem Schmelzpunkt in der Faserkohle und Aschen mit hohem Schmelzpunkt in der Glanz- oder Mattkohle enthalten sind. Da die Kohle bei der Mahlung in Körnchen zerlegt wird, von denen jedes ein mehr oder weniger reiner Vertreter der den verschiedenen Gefügebestandteilen entsprechenden Aschenart ist, so findet während der Verbrennung ein selektiver Schmelzvorgang statt, so daß sich innerhalb eines beliebigen Flammenquerschnittes gleichzeitig Teilchen mit leichtflüssiger, zäher und starrer Asche befinden. Bei der intensiven Flammenwirbelung kommt es nun zu zahlreichen Zusammenstößen der einzelnen Körner. Je nachdem, ob hierbei flüssige oder starre Teilchen vorwiegen, agglomerieren sie sich entweder zu mehr oder weniger großen Tropfen oder sie trennen sich wieder und verlassen die Feuerung als feiner Staub. Möglicherweise hat auch die Oberflächenspannung der flüssigen Asche einen Einfluß auf die Größe der Tropfen.

Der Begriff des Schmelzpunktes ist daher auf die Dauer unhaltbar. An seine Stelle wird ein Schmelzdiagramm treten müssen, welches den selektiven Schmelzvorgang in klarer Weise erkennen läßt.

Während sich die großen Tropfen bald in der Brennkammer als lava- oder tropfsteinartige Gebilde oder als grobe Schlacke absondern, verlassen die kleinen Tropfen die Flamme erst später, erstarren dabei und sondern sich als meist lockere, sandartige Ansätze in den kälteren Teilen der Feuerung ab. Der Feinstaub fängt sich teils in den Rauchgaszügen, teils tritt er mit den Rauchgasen ins Freie. Der Schlackenschmelzpunkt scheint nach den bisherigen Wahrnehmungen bei der Brennkammerschlacke, die meistens am eisenreichsten ist, am niedrigsten, und beim feinen Flugstaub, der häufig eine SiO_2 -Anreicherung aufweist, am höchsten zu sein.

Da die Abscheidung der Asche in der Feuerung selektiv und stufenweise erfolgt, müssen Laboratoriumsversuche, bei denen man eine Schmelzprobe der veraschten Kohle auf den in der Brennkammer zu verwendenden feuerfesten Stein einwirken läßt, falsche Aufschlüsse über seine Widerstandsfähigkeit gegen chemischen Schlackenangriff geben. Richtiger wäre es schon, die Kohle zuerst nach ihren Gefügebestandteilen zu trennen und den Versuch mit derjenigen Asche anzustellen, die den niedrigsten Schmelzpunkt hat; ein völlig richtiges Bild erhält man aber hierbei auch nicht. Den besten Aufschluß hat bisher immer noch die Erfahrung im Dauerbetrieb gegeben.

¹⁾ A. C. Fieldner, W. A. Selvig, W. L. Parker: Journal of Industrial Chemistry, Vol. 14 (1922), Nr. 8, S. 695f.; ferner H. Broche: A. f. W. 7 (1926), Nr. 4, S. 99f.

Der Schwefel, der vor allem im Pyrit auftritt, geht teils als SO_2 und SO_3 in die Rauchgase über. Ein weiterer Teil geht in die Asche über und bildet Sulfate. Nach Feststellungen des Calumet-Kraftwerks in Chikago sind die Schwefelmengen im Rauchgas größer als bei Rostfeuerungen. Bei 1,5—2,5 vH S in der Kohle fanden sich bei der Staubfeuerung 52 vH im Rauchgas wieder¹⁾. Bei Dampfkesseln lassen sich Kohlen bis zu 5 vH Schwefel verarbeiten²⁾. Bei Industriefeuerungen darf mit Rücksicht auf den Einsatz nicht über 1,5—2 vH Schwefel gegangen werden.

Die Ablagerung von Flugasche in den Zügen der Kessel und Feuerungen sowie in den Abgaskanälen verursachen bei sachgemäßer Bauweise in der Regel keine Störungen. Eine Ausnahme bilden solche Feuerungen, die mit Regenerativkammern ausgerüstet sind, wie etwa die Martinöfen. In diesem Falle ist, wenn man überhaupt an der Staubfeuerung festhält, eine möglichst aschearme Kohle zu verwenden.

Vom sanitären Standpunkt aus ist für möglichst staubfreie Arbeitsräume zu sorgen. Bei Kesseln tritt wegen des im Verbrennungsraum herrschenden Unterdrucks überhaupt kein Staub in das Kesselhaus aus. Bei Industrieöfen läßt sich bei sachgemäßem Bau und Betrieb der in die Arbeitshalle austretende Staub bei größeren Öfen leicht in zulässigen Grenzen halten. Bei kleinen Öfen (Klein-Schmiedeöfen) ist allerdings für besondere schornsteinmäßige Abzüge, die haubenartig über dem Ofen anzubringen sind, zu sorgen. Geschieht das nicht, so können auch die in der Arbeitshalle befindlichen Werkzeuge, wie Stempel und Matrizen zum Gesenkschmieden, angegriffen werden. Der feinste Staub zieht jedoch bei sachgemäßer Ausführung durch den Schornstein ab und verteilt sich im Freien auf so große Flächen, daß in der Regel eine Staubbelästigung der Umgebung nicht eintritt. Bei größeren in der Nähe von Wohnungen befindlichen Kraftwerken sind allerdings Klagen laut geworden. In solchen Fällen werden besondere Flugaschenabscheider erforderlich.

In Amerika wurde vorgeschlagen, den Flugstaub, der meistens gut ausgebrannt ist, als Sandersatz für Beton und Zementguß oder als Zusatz zu Farben, Papier,

¹⁾ Nat'l El. Light Ass.; pulverized fuel, New York 1928.

²⁾ Auf dem Cahokia-Kraftwerk bei St. Louis, Mo. wird eine junge Steinkohle folgender Zusammensetzung verbrannt:

Fl. Bestandteile	37,4 vH
Fixer C	45,9 „
Asche	16,69 „
Schwefel	5,04 „
Heizwert	5500 WE/kg
Aschenschmelzpunkt in oxyd. Umgebung	1180 ⁰

(Power, 18. Nov. 1924, S. 805).

Pappdeckel u. a. zu verwenden, unausgebrannten Flugstaub dagegen als Streckmittel künstlichen Düngemitteln zuzusetzen¹⁾.

e) Die Feinheit von Kohlenstaub.

1. Feinheitsgrad. Je feiner die Staubkörnung, desto günstiger sind nach S. 44 die Vorbedingungen für die Verbrennung, desto höher stellen sich jedoch auch die Mahlkosten. Es ist daher ein Kompromiß zwischen thermischen und wirtschaftlichen Überlegungen zu schließen, wobei die flüchtigen Bestandteile, Flammentemperatur, Flammenlänge und Asche auf der einen und die Mahlkosten auf der anderen Seite berücksichtigt werden müssen. Eine feste Regel über den günstigsten Feinheitsgrad läßt sich daher nicht aufstellen; er kann bei dem heutigen Stande nur durch Versuche ermittelt werden und wird stets mit der Art des Brennstoffs, der Feuerungsanlage und der Wirtschaftlichkeit der Staubaufbereitung schwanken. Gelingt es z. B., wie zu erwarten ist, den Wirkungsgrad der Mühlen zu verbessern, so kann es in manchen Fällen wirtschaftlich sein, feiner auszumahlen als bisher üblich war.

Die einzige, bisher praktisch brauchbare Methode zur Messung der Staubfeinheit ist die Siebung. Man schüttelt den Kohlenstaub durch ein oder mehrere engmaschige Drahtgeflechte hindurch und mißt den Rückstand. Gangbare Siebe haben in Deutschland 4900 Maschen je cm^2 , (4900-Sieb), in Amerika 6200 Maschen je cm^2 (6200-Sieb; 200 Maschen je 1 Zoll engl.). Als Durchschnittswerte für die Kohlenstaubfeinheit werden in der Zementpraxis 8—15 vH Rückstand auf dem 4900-Sieb oder 10—20 vH auf dem 6200-Sieb genannt. Als ein mittlerer Feinheitsgrad schlechthin kann ein Rückstand von 10 vH auf dem 4900-Sieb gelten.

2. Probenahme. Für die Probeentnahme und Probegabe bestehen keine einheitlichen Vorschriften²⁾. Um Proben zu erhalten, die der durchschnittlichen Beschaffenheit möglichst entsprechen, empfiehlt es sich, den Staub dem Fallrohr zwischen Mühlenzyklon und Staubbunker (Abb. 87), oder der Druckförderleitung (Abb. 72), oder dem Auslauf der Speiseschnecke (Abb. 117) in regelmäßigen Abständen zu entnehmen. Die Probe aus pneumatischen Förderleitungen (S. 137) abzuzapfen, ist wegen der Staubbelastung nicht ratsam; zudem besteht keine Gewähr, daß die Probe dem Durchschnitt entspricht. Aus dem gleichen Grunde ist die Entnahme aus Förderschnecken (S. 131) nicht zu empfehlen. Soll die Probe lagerndem Staub entnommen werden, so bedient man sich am besten des „großen Stech-

¹⁾ Power, 25. Jan. 1927. S. 136f.

²⁾ Richtlinien für die Probenahme von Kohlenstaub wurden kürzlich von Förderreuther ausgearbeitet; siehe Arch. f. Wärmewirtschaft 7 (1926), Nr. 3, S. 89.

rohres¹⁾, mit dem man eine Anzahl von Proben verschiedenen Tiefen der Schüttung entnimmt. Die Proben müssen in dichtschießenden, durch Plomben absperrbaren Blechgefäßen aufbewahrt und versandt werden; sie sollen den etwa 10 fachen Betrag der zu untersuchenden Probe fassen. Wird der entnommene Staub längerem Transport unterworfen oder für längere Zeit gelagert, so entmischt er sich leicht. Das Gefäß muß daher vor der Probegabe mehrmals langsam gestürzt werden. Zur Probegabe bedient man sich am besten des sogenannten „kleinen Stechrohres“¹⁾ oder des in Abb. 2 dargestellten Probenteilers.

Wenn die Struktur des Staubes auch im einzelnen noch nicht genauer erforscht ist, so läßt doch das mikroskopische Bild bereits erhebliche Unterschiede zwischen den einzelnen Kohlenarten erkennen. Während bei den Steinkohlen scharf umrissene, von glatten Bruchrändern umgrenzte Formen vorwiegen, hat die Braunkohle mehr ausgefranzte Körner, von denen viele als langgestreckte Stäbchen auftreten (Abb. 3a—c)²⁾.

Es ist Sache der Forschung, festzustellen, welche Zusammenhänge zwischen Gefügebestandteilen einerseits sowie Gestalt und Größe der Körner andererseits bestehen. Vermutlich gibt es eine Gesetzmäßigkeit, nach welcher die Zusammensetzung der einzelnen Fraktionen vor allem durch die Mahlbarkeit der Gefügebestandteile bestimmt wird.

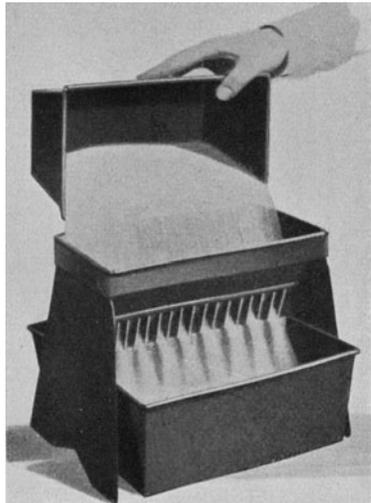


Abb. 2. Probenteiler der W. S. Tyler Co.

3. Siebgeflechte. Die Angabe des Rückstandes auf einem bestimmten Sieb bleibt als Maßstab für die Staubfeinheit so lange ungenügend, als über die lichte Maschenweite der Gewebe, sowie über die Art der Siebung keine einheitlichen Vorschriften bestehen. So gibt es allein in Deutschland eine Anzahl von Siebarten, die auf dem rheinischen, französischen oder englischen Zoll, oder dem Zentimeter aufgebaut sind. Eine ähnliche Uneinheitlichkeit herrscht in Amerika. Dort wie hier sind daher Normungsbestrebungen im Gange, die bereits praktische Formen angenommen haben.

¹⁾ Zu beziehen durch Bartsch, Quilitz & Co., Berlin NW 40, und Chemisches Laboratorium für Tonindustrie, Berlin NW 21.

²⁾ Rammler, 7. Berichtsfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates.

Amerikanische Normung. Das U. S. Bureau of Standards hat im April 1924 die in Zahlentafel I zusammengestellten Siebnormen herausgegeben. Die Siebnummern entsprechen, der bisherigen Gepflogenheit folgend, ungefähr den Maschen je laufenden Zoll engl. Die lichte Ma-

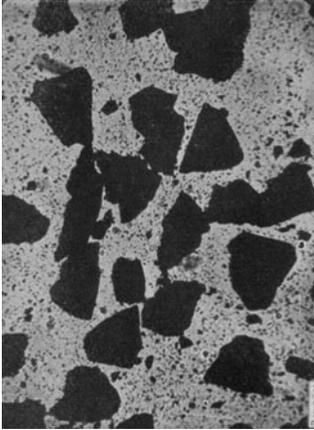


Abb. 3a. Westfälische Fettkohle, ausgemahlen auf einer Rohrmühle.

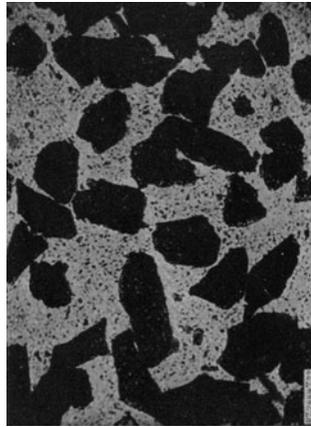


Abb. 3b. Westfälische Magerkohle, ausgemahlen auf einer Dreiwalzenringmühle (Vamicomühle).

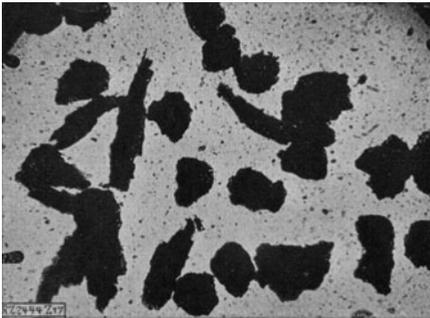


Abb. 3c. Rheinische Braunkohle, ausgemahlen auf einer Dreiwalzenringmühle (Maxceon-Mühle).

schenweite irgendeines Siebes verhält sich zu derjenigen des zweitnächst feineren Siebes wie $\sqrt{2} : 1$.

Nachteilig ist, daß durch die irrationale Zahl $\sqrt{2}$ kaum handelsübliche Drahtdurchmesser entstehen; die Normen sind deshalb bisher von einem Teil der Praxis bekämpft worden; da sie aber immerhin den Vorzug haben, infolge ihrer weitherzigen Toleranzen

so ziemlich alle bisher üblichen Normen zu umfassen, so wird mit ihrer baldigen allgemeinen Anerkennung durch die amerikanische Praxis zu rechnen sein. Ist dies geschehen, so ist zu erwarten, daß die Toleranzen enger begrenzt werden.

Deutsche Normung. Vom Normenausschuß der deutschen Industrie wurden im November 1924 und Juli 1925 in teilweiser Anlehnung an die amerikanischen Normengrundsätze vorläufige Normen

Zahlentafel I. Normalsiebreihe des U. S. Bureau of Standards.

Sieb Nr.	Lichte Maschenweite		Draht- durchmesser		Abweichungen (Toleranz) für die durch- schnittliche Maschenweite vH	Abweichungen (Toleranz) für Drahtdurchmesser vH	Abweichungen (Toleranz) für die größte Maschenweite vH
	mm	Zoll	mm	Zoll			
4	4,76	0,187	1,27	0,050	± 3	— 15 bis + 30	+ 10
5	4,00	0,157	1,12	0,044	± 3	— 15 bis + 30	+ 10
6	3,36	0,132	1,02	0,040	± 3	— 15 bis + 30	+ 10
7	2,83	0,111	0,92	0,036	± 3	— 15 bis + 30	+ 10
8	2,38	0,0937	0,84	0,0331	± 3	— 15 bis + 30	+ 10
10	2,00	0,0787	0,76	0,0299	± 3	— 15 bis + 30	+ 10
12	1,68	0,0661	0,69	0,0272	± 3	— 15 bis + 30	+ 10
14	1,41	0,0555	0,61	0,0240	± 3	— 15 bis + 30	+ 10
16	1,19	0,0469	0,54	0,0213	± 3	— 15 bis + 30	+ 10
18	1,00	0,0394	0,48	0,0189	± 3	— 15 bis + 30	+ 10
20	0,84	0,0331	0,42	0,0165	± 5	— 15 bis + 30	+ 25
25	0,71	0,0280	0,37	0,0146	± 5	— 15 bis + 30	+ 25
30	0,59	0,0232	0,33	0,0130	± 5	— 15 bis + 30	+ 25
35	0,50	0,0197	0,29	0,0114	± 5	— 15 bis + 30	+ 25
40	0,42	0,0165	0,25	0,0098	± 5	— 15 bis + 30	+ 25
45	0,35	0,0138	0,22	0,0087	± 5	— 15 bis + 30	+ 25
50	0,297	0,0117	0,188	0,0074	± 6	— 15 bis + 35	+ 40
60	0,250	0,0098	0,162	0,0064	± 6	— 15 bis + 35	+ 40
70	0,210	0,0083	0,140	0,0055	± 6	— 15 bis + 35	+ 40
80	0,177	0,0070	0,119	0,0047	± 6	— 15 bis + 35	+ 40
100	0,149	0,0059	0,102	0,0040	± 6	— 15 bis + 35	+ 40
120	0,125	0,0049	0,086	0,0034	± 6	— 15 bis + 35	+ 40
140	0,105	0,0041	0,074	0,0029	± 8	— 15 bis + 35	+ 60
170	0,088	0,0035	0,063	0,0025	± 8	— 15 bis + 35	+ 60
200	0,074	0,0029	0,053	0,0021	± 8	— 15 bis + 35	+ 40
230	0,062	0,0024	0,046	0,0018	± 8	— 15 bis + 35	+ 60
270	0,053	0,0021	0,041	0,0016	± 8	— 15 bis + 35	+ 60
325	0,044	0,0017	0,036	0,0014	± 8	— 15 bis + 35	+ 60

aufgestellt. Es wurden die von Barthelmeß vorgeschlagenen Prüfsiebe angenommen, die sich einerseits den bisher in Deutschland üblichen Sieben hinreichend genau anpassen und andererseits mit der amerikanischen Normung soweit übereinstimmen, daß die beiderseitigen Siebergebnisse ohne weiteres miteinander verglichen werden können.

Die Gewebe sind auf dem metrischen System aufgebaut. Als Siebnummer ist die Fadenzahl m je 1 cm gewählt. Der lichte Querschnitt aller Siebe wurde konstant und zu 36 vH der Gesamt-Siebfläche festgesetzt. Dann ist, wenn die lichte Maschenweite mit l mm und der Lichtquerschnitt je Flächeneinheit mit L mm² bezeichnet wird, $m \cdot l = \sqrt{L} = 6$, d. h. das Produkt von Siebnummer und lichter Maschenweite ist bei allen Prüfsieben = 6.

Zahlentafel 2. Prüfsiebe (DIN 1171).

Sieb Nr.	Maschenzahl pro cm ²	Maschenweite in mm	Drahtdurchmesser in mm
$m = \sqrt{M}$	$M = \frac{L}{l^2} = \frac{36}{l^2}$	$l = \sqrt{\frac{L}{M}} = \frac{6}{\sqrt{M}}$	$d = \frac{2}{3} \sqrt{\frac{L}{M}} = \frac{4}{\sqrt{M}}$
1	1	6	4
2	4	3	2
3	9	2	1,33
4	16	1,5	1,00
5	25	1,2	0,80
6	36	1,0	0,65
8	64	0,75	0,50
10	100	0,60	0,40
11	121	0,55	0,36
12	144	0,50	0,34
14	196	0,43	0,28
16	256	0,375	0,24
20	400	0,300	0,20
24	576	0,250	0,16
30	900	0,200	0,13
40	1600	0,150	0,10
50	2500	0,120	0,080
60	3600	0,100	0,065
70	4900	0,086	0,055
80	6400	0,075	0,050
100	10000	0,060	0,040

4. Siebanalyse. Um irgendeinen Staub kennzeichnen zu können, muß man wissen, mit welchen Gewichtsanteilen die einzelnen Korngrößen in ihm vertreten sind. Zu diesem Zweck siebt man eine Probe des Staubes hintereinander auf mehreren Sieben durch, wobei jedesmal Rückstand oder Durchgang durch Wägungen bestimmt wird. Der so erhaltene Einblick in die Zusammensetzung des Staubes wird um so genauer, je größer die Anzahl der verwendeten Siebe ist. Besteht allerdings eine gesetzmäßige Beziehung zwischen den Gewichtsanteilen der einzelnen Korngrößen — und das ist, wie noch gezeigt werden wird, der Fall —, so läßt sich der Staub durch einige, zuweilen sogar schon durch ein einziges Sieb hinreichend kennzeichnen.

Am gebräuchlichsten ist die Handsiebung. Betragen die ermittelten Rückstände z. B. 9,6 vH auf dem 6400-Sieb, 6,9 vH auf dem 4900-Sieb, 1,7 vH auf dem 2500-Sieb und 0,2 vH auf dem 900-Sieb, so läßt sich diese Analyse nach Zahlentafel 2 in folgender knapper Form darstellen:

9,6/Nr. 80 6,9/Nr. 70; 1,7/Nr. 50; 0,2/Nr. 30.

Verwendet man an Stelle des Handsiebverfahrens eine die vier obigen Siebe enthaltende Siebbüchse, die von Hand oder maschinell geschüttelt werden kann, so muß die Probe auf das größte Sieb aufgegeben

werden, um alsdann die Siebfolge umgekehrt wie im normalen Handsiebverfahren zu durchlaufen.

Um sich die Unterschiede beider Siebverfahren leichter vergegenwärtigen zu können, ist zu beachten, daß bei der Handsiebung die Siebrückstände, bei der Siebbüchse dagegen die Durchgänge jedes einzelnen Siebes gleich sind dem Gesamtrückstand bzw. Gesamtdurchgang bei Verwendung von nur diesem einen Sieb allein. Bezeichnet $r_1 r_2 r_3 \dots$ die bei Handsiebung ermittelten Rückstände und $d_1 d_2 d_3 \dots$ die bei Verwendung von Siebbüchsen auftretenden Durchgänge, so gilt daher für ein beliebiges Sieb n die Gleichung

$$r_n = 100 - d_n.$$

Diejenigen Rückstände oder Durchgänge, welche nicht gleichzeitig Gesamtrückstände oder Gesamtdurchgänge sind, heißen auch Fraktionen.

Zwischen Rückständen und Durchgängen bestehen bei Handsiebung folgende Beziehungen:

Sieb	Rückstände = Gesamtrückstände	Durchgänge = Fraktionen
6400	r_1	$100 - r_1$
4900	r_2	$r_1 - r_2$
2500	r_3	$r_2 - r_3$
900	r_4	$r_3 - r_4$

} gewogen

Ebenso gilt für Maschinensiebung:

Sieb	Durchgänge = Gesamtdurchgänge	Rückstände = Fraktionen
900	d_4	$100 - d_4$
2500	d_3	$d_4 - d_3$
4900	d_2	$d_3 - d_2$
6400	d_1	$d_2 - d_1$

} gewogen

Der Staubverlust ist bei Handsiebung $100 - \sum$ (Fraktionen + Rückstand auf größtem Sieb), und bei Siebbüchsen $100 - \sum$ (Fraktionen + Durchgang durch das feinste Sieb).

Als normale Darstellungsweise einer Staubanalyse gelten die mit dem Handsiebverfahren ermittelten Rückstände. Liegt eine Büchsen-siebung vor, bei welcher die Rückstände für den oben bezeichneten Staub z. B. durch die Rückstände

2,65/Nr. 80;

5,25/Nr. 70;

1,5/Nr. 50;

0,2/Nr. 30

gekennzeichnet sind, so läßt sich aus diesen Zahlen die normale Analyse, d. h. die bei Handsiebung eintretenden Rückstände in einfacher Weise durch Addition der Fraktionen ermitteln; da $r_n = 100 - d_n$, gilt folgender Ansatz:

$$\begin{aligned} \text{Sieb Nr. 30} \dots r_4 &= 100 - d_4 = 0,2 \text{ vH} \\ \text{„ „ 50} \dots r_3 &= r_4 + (d_4 - d_3) = 0,2 + 1,5 = 1,7 \text{ vH} \\ \text{„ „ 70} \dots r_2 &= r_3 + (d_3 - d_2) = 0,2 + 1,5 + 5,25 = 6,95 \text{ vH} \\ \text{„ „ 80} \dots r_1 &= r_2 + (d_2 - d_1) = 0,2 + 1,5 + 5,25 + 2,65 = 9,6 \text{ vH} \end{aligned}$$

Um einen tieferen Einblick in die zwischen den einzelnen Rückständen r eines Staubes bestehenden Zusammenhänge zu erhalten, ist die graphische Darstellung zu empfehlen. Dabei sind alle Werte,

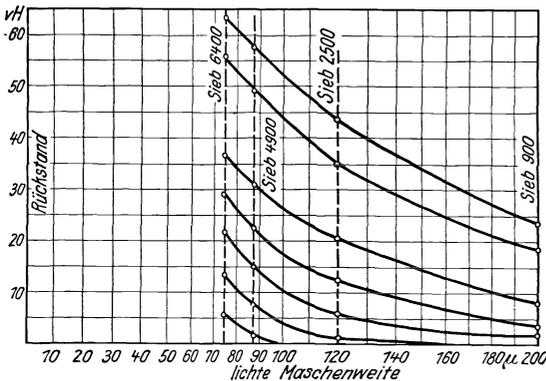


Abb. 4. Feinheitskennlinien von westfälischer Magerkohle.

welche durch das jeweilig benutzte Sieb-system willkürlich bedingt sind, wie etwa die Stärke der verwendeten Drähte oder die Anzahl der bei einer Analyse verwendeten Siebe, auszuschalten. Maßgebend sind nur die lichten Maschenweiten und die Rückstände r_n ; die letzteren sind wegen ihrer Übereinstimmung

mit den Gesamtrückständen von der Anzahl der verwendeten Siebe unabhängig.

Trägt man auf Grund dieser Überlegung die Rückstände r_n über den zugehörigen lichten Maschenweiten auf, so erhält man charakteristische Kurven, welche erstmalig von Freson¹⁾ und später von Delamater²⁾ für natürlichen Steinkohlenstaub angegeben wurden, und die einen überraschend stetigen Verlauf nehmen. Nach Rosin und Rammler, welche ähnliche Kurven bei Mühlenstaub und natürlichem Braunkohlenstaub feststellten, werden diese Kurven „Feinheits-Kennlinien“ genannt. Abb. 4 zeigt die Kennlinien von 7 verschieden fein ausgemahlene Staubsorten, welche die Rückstände nach Zahlentafel 3 besitzen und die aus ein und derselben westfälischen Kohle hintereinander auf einer Vamico-Dreiwalzenringmühle ausgemahlen wurden³⁾.

¹⁾ Triage et lavage des charbons. Mons (Belgien) 1911.

²⁾ Coal Age 22 (1922), Nr. 17, S. 664f.

³⁾ Rammler: 7. Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates.

Zahlentafel 3. Westfälische Magerkohle, Vamico-Mühle.

Nr.	Rückstand in vH auf Sieb			
	6400	4900	2500	900
1	63,9	57,5	43,7	23,4
2	57,2	49,3	35,2	18,3
3	36,7	31,5	20,7	8,2
4	29,2	22,4	12,7	3,8
5	22,0	14,9	5,6	1,9
6	13,6	7,4	1,4	0,2
7	5,6	1,4	0,2	0,0

Weiteren Aufschluß über die Kennlinien geben die beiden folgenden Abbildungen. Aus Abb. 5 geht hervor, daß die Mühlenart auf die Kennlinie keinen erheblichen Einfluß hat, selbst wenn, wie bei Kurve *b I* und *b II*, zwei so verschiedenartige Mühlen wie die mit Windsichtung arbeitende Maxecon-Mühle und die mit natürlicher Austragung arbeitende Rohrmühle vorliegen. Neuere Untersuchungen haben allerdings ergeben, daß die Kennlinien von siebgesichteten Mühlen etwas steiler verlaufen (Seite 119).

Man kann also sagen, daß die Kennlinie von der Mühlenart so gut wie gar nicht, wohl aber von der Art der Sichtung abhängt.

Daraus folgt, daß ein und dieselbe, aber auf zwei verschiedenen Mühlen ausgemahlene Kohle, deren Staub in beiden Fällen auf zwei

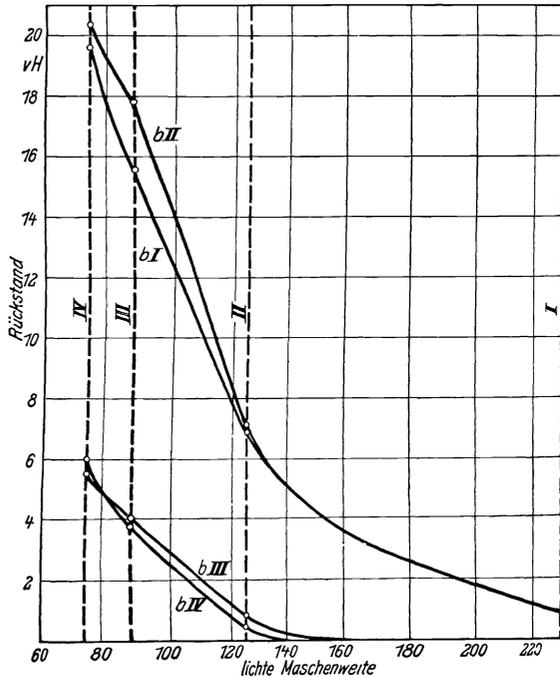


Abb. 5. Feinheitskennlinien einer westfälischen Magerkohle bei verschiedenen Mühlenarten¹⁾.

b I Rohrmühle, *b II* Dreiwalzenringmühle (Maxecon-Mühle), *b III* Dreiwalzenringmühle (Vamico-Mühle), *b IV* Fullermühle.

¹⁾ Rosin-Rammler: 5. Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates, S. 4f.

bestimmten Sieben gleiche Rückstände ergeben hat, auch auf allen anderen Sieben die gleichen Rückstände hinterläßt. Mühlen, die bei derselben Kohle auf zwei gleichen Sieben gleiche Rückstände aufweisen, sind daher bezüglich des von ihnen erzeugten Feinheitsgrades gleichwertig, einerlei zu welcher Bauart sie gehören. Weiter folgt, daß die Feststellung des Rückstandes auf zwei Sieben bereits ein ziemlich gutes Urteil über die Mahlfeinheit zuläßt.

Abb. 6 ist zu entnehmen, daß auch bei großen Unterschieden in der Kohlenart die Kennlinien einen auffallend übereinstimmenden

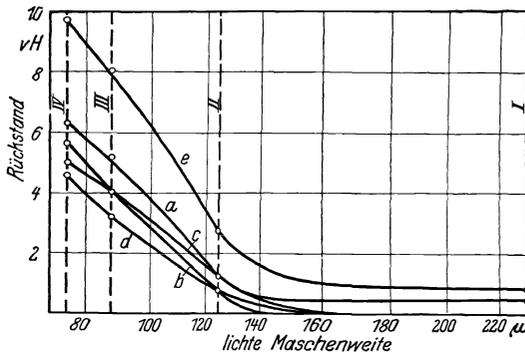


Abb. 6. Feinheitskennlinien verschiedener Kohlenarten, ausgemahlen auf einer Fullermühle¹⁾.
 a westfälische Fettkohle, b westfälische Magerkohle, c sächsische Steinkohle, d mitteldeutsche Brikettspäne, e rheinische Braunkohle.

Verlauf nehmen. Diese Feststellung wurde bei allen bekannteren Mühlenarten gemacht. Die Kennlinie spiegelt also offenbar ein allgemeines Verteilungsgesetz wider, das auf alle Kohlenarten und, wie neuere Untersuchungen zeigen, auch auf andere Stoffe ohne große Abweichungen zutrifft²⁾.

Die Kennlinien natürlicher Staubarten unterscheiden sich von denen der Mühlenstäube mehr oder weniger je nach Art und Vorbehandlung der Kohle. An den in den Braunkohlen-Brikettfabriken anfallenden Staubarten machten Rosin und Rammler eingehende Feststellungen³⁾; diese ergaben im wesentlichen einen zwar ebenfalls stetigen, aber steileren Verlauf der Kennlinie als bei Mühlenstaub.

Der Verlauf der Kennlinie jenseits des durch Siebung erfassbaren Bereiches feinsten Staubes ist aus Abb. 7 zu erkennen. Die Korngröße unter $\mu = 60$ wurde mit Hilfe eines Windsichtverfahrens im staatlichen Material-Prüfungsamt in Berlin ermittelt. Die Kornverteilungskurve wurde aus der Kennlinie durch graphische Differentiation abgeleitet. Sie berührt die Abszissenachse in den Punkten

¹⁾ Rammler: 7. Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrats.

²⁾ Inwieweit der Verlauf der Kennlinie von Form und spez. Gewicht gewisser Gefügebestandteile im Falle von windgesichteten Mühlen beeinflusst wird, ist noch festzustellen; um bedeutende Veränderungen kann es sich dabei jedenfalls nicht handeln.

³⁾ 9. Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates.

$\mu = 0$ und $\mu = s$, wo s die größte Kantenlänge ist, die in dem betreffenden Kohlenstaub auftritt. Je feiner der Staub, desto schmaler wird die Basis der Verteilungskurve. Ihre Ordinaten sind ein Maßstab für die Häufigkeit oder den Anteil, den das betreffende Korn in dem Staub besitzt. Da der Flächeninhalt der Verteilungskurven bei jeder beliebigen Mahlfeinheit konstant ist, so muß ihr Maximum mit zunehmendem Feinheitsgrad wachsen und sich gleichzeitig nach links verschieben. Es liegt also eine ganz bestimmte gewichtsmäßig am stärksten vertretene Korngröße vor; ihr Anteil ist um so größer, je feiner der Staub ist. Die Kennlinie muß als Integrationskurve der Verteilungskurve über dem Maximum der letzteren einen Wendepunkt haben. Dieser kann bei verhältnismäßig groben natürlichen Stäuben, z. B. Schlotstaub, in den normalen Siebbereich fallen. Wenn der Verlauf der Kennlinie im Bereich von $\mu < 60$ auch erst bei einigen

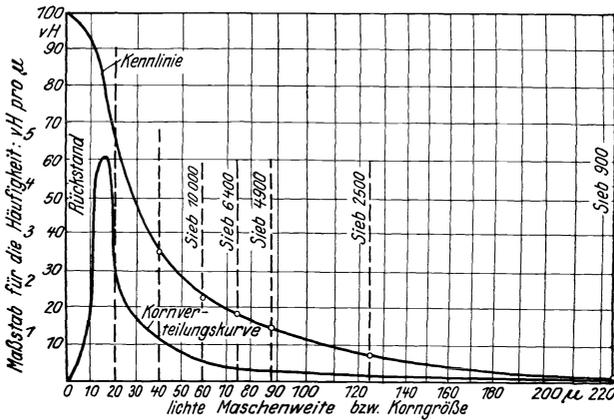


Abb. 7. Kennlinie und Kornverteilungskurve von Kohlenstaub aus westfälischer Fettkohle, vermahlen auf Polysius-Rohrmühle¹⁾.

Staubproben ermittelt wurde, so kann doch mit großer Wahrscheinlichkeit angenommen werden, daß er den gleichen, allgemein gültigen und einheitlichen Charakter wie in dem durch Siebung erfaßbaren Bereich hat.

Die Verteilungskurve böte dann die Möglichkeit, einen mathematischen Zusammenhang zwischen gesamter Kornoberfläche des Staubes und Feinheitsgrad herzuleiten. Ferner bietet die Verteilungskurve gemeinsam mit dem zugehörigen Kraftbedarf der Mühle eine Handhabe, ein Zerkleinerungsgesetz herzuleiten. Über Einzelheiten kann noch nicht berichtet werden.

Zur Aufstellung der Kennlinien empfehlen sich Vordrucke nach Art der Abb. 8²⁾. Diese haben neben dem Vorteil großer Anschaulichkeit das Gute, daß wegen der Stetigkeit der Kennlinien starke Abwei-

¹⁾ Rammler: 7. Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates, Juli 1927. Der durch Abb. 7 gekennzeichnete Verlauf ist bereits länger bekannt; er findet sich z. B. bei Trinks: Industrial Furnaces, Bd. 2 (1925), S. 29.

²⁾ Rosin-Rammler: 3. Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates.

chungen in den Rückständen sofort auffallen und zur Wiederholung der Messung führen. Werden bei verschiedenen Siebungen die gleichen Abweichungen festgestellt, so ist auf einen Siebgewebefehler zu schließen. Die in Abb. 9¹⁾ gezeigte Siebtafel gestattet einen unmittelbaren Vergleich der lichten Maschenweiten bei den wichtigsten Siebsystemen. Soll ermittelt werden, welche Rückstände ein auf deutschen Normensieben analysierter Staub bei Verwendung eines anderen Siebsystems ergeben würde, so ist nur erforderlich, die aus Zelluloid oder durchsichtigem Papier hergestellte Siebtafel auf die Kennlinie zu legen und den

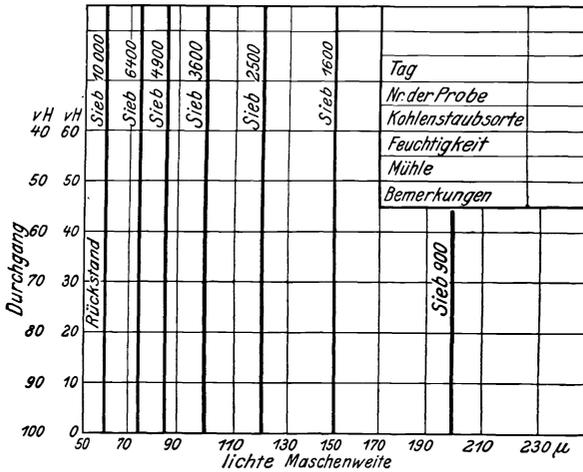


Abb. 8. Vordruck für die Auswertung von Kohlenstaubanalysen.

gewünschten Rückstand aus dem Schnittpunkt der verlängerten Sieblinie mit der Kennlinie zu ermitteln.

Für die Verwendungsmöglichkeit eines Kohlenstaubes ist maßgebend, daß das größte Korn noch so fein ist, daß es innerhalb der in der Brennkammer zur Verfügung stehenden Zeit vollständig verbrennen kann. Dieser Bedingung wird im allgemeinen entsprochen, wenn die größten Körner sich im Größenbereich der Maschenweiten von Sieb Nr. 30 und 40 (900- und 1600-Maschensieb) bewegen, wenn also bei diesen beiden Sieben kein oder nur ein geringer Rückstand festgestellt wird. Es empfiehlt sich daher, das Sieb Nr. 30 bei allen Betriebsanalysen als untere Grenze dafür, ob ein Staub überhaupt verwendet werden kann oder nicht, zu verwenden und als zweiten Bestimmungspunkt für die Kennlinie Sieb Nr. 70 (4900 Maschen) zu verwenden. Bei natürlichen Stäuben, deren Kennlinienverlauf entweder noch ungewiß ist, oder

¹⁾ R a m m l e r: 7. Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates.

die zwischen Sieb Nr. 70 und 30 zuweilen steil abfallen und wegen ihres hohen Rückstandes auf dem 70er Sieb leicht als zu ungünstig erscheinen, empfiehlt es sich außerdem noch, das Sieb Nr. 40 (1600 Maschen) heranzuziehen.

5. Handsiebung. Für den Gebrauch in der Praxis seien die auf Grund von **Zahlentafel 2** aufgestellten, vom Reichskohlenrat herausgegebenen Merkblätter für Handsiebung empfohlen.

Ihr Inhalt läßt sich wie folgt zusammenfassen:

I. Vorwort. Es ist zu unterscheiden zwischen Betriebs-siebungen und Prüfsiebun-

	England J.M.M.-Siebe	Nordamerika W.S. Tyler-Siebe	Nordamerika U.S. Siebe	Deutschland DIN-Siebe
40			Nr. 325	
50			Nr. 270	
60	Nr. 200		Nr. 230	Nr. 100
70		Nr. 200	Nr. 200	Nr. 80
80	Nr. 150	Nr. 170	Nr. 170	Nr. 70
90		Nr. 150	Nr. 140	Nr. 60
100	Nr. 120			
120	Nr. 100	Nr. 115	Nr. 120	Nr. 50
140	Nr. 90	Nr. 100	Nr. 100	Nr. 40
160	Nr. 80			
180	Nr. 70	Nr. 80	Nr. 80	
200				Nr. 30
220	Nr. 60	Nr. 65	Nr. 70	
240				
250	Nr. 50	Nr. 60	Nr. 60	Nr. 24
260				
280/300		Nr. 48	Nr. 50	Nr. 20

Abb. 9. Siebtafel.

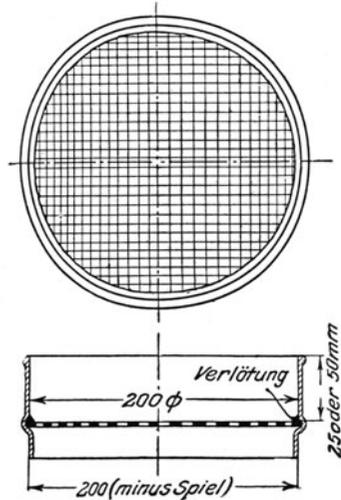


Abb. 10. Normale Siebform.

gen besonderer Art (für Abnahmen, Kessel- und Mühlenversuche, Schiedsanalysen und wissenschaftliche Untersuchungen). Bis zur Vervollkommnung der maschinellen Siebung hat die Handsiebung als Normalverfahren zu gelten. Bei Betriebssiebungen sind die Siebe Nr. 30 und 70 und allenfalls noch Nr. 40, bei Prüfsiebungen sämtliche unter 2. aufgestellten Siebe zu verwenden.

2. Normen-Siebform (Abb. 10): Rundes Sieb, 200 mm Dm., Sieb- gewebe dicht an den Rand anschließend, Vermeidung aller Eck- und Hohlräume. 50 mm Randhöhe über dem Siebgewebe. Dieser Rand ver- jüngt sich unterhalb des Siebgewebes um die Blechstärke, so daß man die Siebe zur Verwendung in Siebmaschinen aufeinander einstecken kann.

Für Prüfsiebungen dürfen nur Siebe verwendet werden, die vom Staatlichen Material-Prüfungsamt in Berlin-Dahlem auf die Güte ihres Gewebes untersucht sind und den Amtsstempel tragen.

Viereckige Siebe von 250×250 mm, auf einem Holzrahmen mit 100 mm Randhöhe der Siebfläche aufgespannt, sind zulässig.

3. Normen-Siebgewebe¹⁾.

Sieb Nr. 30	900-Maschensieb,	Drahtstärke 0,13 mm,	Maschenweite 0,20 mm
„ „ 40	1600- „	„ 0,10 „	„ 0,15 „
„ „ 50	2500- „	„ 0,080 „	„ 0,120 „
„ „ 70	4900- „	„ 0,055 „	„ 0,086 „
„ „ 80	6400- „	„ 0,050 „	„ 0,075 „
„ „ 100	10000- „	„ 0,040 „	„ 0,060 „

4. Zulässige Abweichungen.

		Durchschnittswert vH	Größte Abweichung vH	Bereich der größten Abweichgn. ²⁾ vH	Zulässige Anzahl ³⁾ vH
Drahtdicke		± 5	± 10	—	6
Lichte	Sieb Nr. 30, 40 u. 50 Sieb Nr. 70, 80 u. 100	± 5	± 25	+ 12 bis 25	6
Maschenweite		± 5	± 30	+ 15 bis 30	6

5a. Normen-Siebverfahren für Betriebszwecke. 25 g Kohlenstaub werden auf das Prüfsieb Nr. 70 gebracht und 15 Min. lang gesiebt, wobei das Sieb 125mal in 1 Min. mit der einen Hand gegen die andere geschlagen wird. Nach je 25 Schlägen wird das Sieb in wagerechter Lage um einen rechten Winkel gedreht, und es wird mit der Hand dreimal kräftig gegen den Siebrahmen geklopft. Nach 3, 5 und 10 Min. wird die untere Fläche des Siebes mit einer weichen Stielbürste abgebürstet. Nach dem letzten Anklopfen wird der Rückstand auf dem Sieb unter Aufstoßen des geneigt gehaltenen Siebes auf eine feste Unterlage an eine Stelle des Siebes gebracht und zur Feststellung des Gewichtes in eine Porzellanschale geschüttet. Der Rückstand wird gewogen auf das Prüfsieb Nr. 30 gebracht und in gleicher Weise, jedoch

¹⁾ Maße der nächstliegenden amerikanischen Normung:

Sieb Nr. 70,	Drahtstärke 0,140 mm,	Maschenweite 0,210 mm,
„ „ 100,	„ 0,102 „	„ 0,149 „
„ „ 120,	„ 0,086 „	„ 0,125 „
„ „ 170,	„ 0,063 „	„ 0,088 „
„ „ 200,	„ 0,053 „	„ 0,074 „
„ „ 230,	„ 0,046 „	„ 0,062 „

(Diese Siebe liegen in den Maschenweiten sämtlich innerhalb der deutschen zulässigen Abweichungen.)

²⁾ Die unter den aufgeführten Werten liegenden Abweichungen bleiben bei der Prüfung unberücksichtigt.

³⁾ Bezogen auf die größten Abweichungen der Drahtdicken bzw. den Bereich der größten Abweichungen der lichten Maschenweiten.

ohne Bürsten und Klopfen, 5 Min. gesiebt, worauf wiederum der Rückstand gewogen wird.

Der Feinheitsgrad ist durch die in Prozenten der Siebgutmenge ausgedrückten Rückstände anzugeben. Wägung auf 0,1 g genau, Angabe der Rückstände auf volle Prozente; hierbei wird die auf S. 24 angegebene Bezeichnungsweise vorgeschlagen. Als Kontrolle für die Genauigkeit des Arbeitens ist es empfehlenswert, auch die Durchgänge nachzuwiegen und den Siebverlust festzustellen, der nicht über 3 vH betragen soll.

Bei Absiebung natürlichen Kohlenstaubes¹⁾ ist noch das Prüfsieb Nr. 40 mit 1600 Maschen/cm² einzuschalten und 5 Min. lang auf ihm zu sieben (genau wie beim Prüfsieb Nr. 70 mit 4900 Maschen/cm² beschrieben).

5b. Normen-Siebverfahren für Prüfsiebungen besonderer Art und Schiedsanalysen. Der Kohlenstaub darf nur im lufttrockenen Zustand gesiebt werden. Die Probenahme aus dem Aufbewahrungsgefäß soll nach den Richtlinien für die Probenahme von Kohlenstaub (4. Berichtsfolge des Kohlenstaubausschusses) erfolgen. Eine genügende Menge des Staubes ist auf Blechen in einer Schichthöhe von höchstens 1 cm auszubreiten und, vor Verstäubung geschützt, 48 Stunden lang dem Einfluß der Zimmerluft zu überlassen.

Alsdann werden 25 g abgewogen, auf das feinste Sieb Nr. 100 mit 10 000 Maschen/cm² gebracht und 30 Min. lang gesiebt. Die Siebung wird ausgeführt wie folgt:

a) Für runde Siebe. Dabei ist das Sieb mit einem Deckel zu verschließen und unter ihm eine Auffangpfanne anzubringen. Das Sieb soll mit einer Hand gefaßt werden und in leicht geneigter Lage 125mal je Min. mit der einen Hand gegen die andere geschlagen werden. Nach je 25 Schlägen wird das Sieb in wagerechter Lage um einen rechten Winkel gedreht und mit der Hand dreimal kräftig gegen den Siebrahmen geklopft. Nach 3, 5, 10 und 15 Min. wird die untere Fläche des Siebes mit einer weichen Stielbürste abgebürstet. Nach dem letzten Anklopfen wird der Rückstand auf dem Siebe unter Aufstoßen des geneigt gehaltenen Siebes auf eine feste Unterlage am Rande gesammelt, in eine Porzellanschale geschüttet und gewogen. Der Rückstand wird auf das nächstgrößere Sieb Nr. 80 mit 6400 Maschen/cm² gebracht und das Sieben in gleicher Weise, wie eben beschrieben, 20 Min. fortgesetzt. Alsdann wird auf dem Prüfsieb Nr. 70 mit 4900 Maschen/cm², Nr. 50 mit 2500 Maschen/cm² und Nr. 40 mit 1600 Maschen/cm² in gleicher Weise je 10 Min. gesiebt. Schließlich wird der Kohlenstaub auf das Prüfsieb Nr. 30 mit 900 Maschen/cm² gebracht und hier 5 Min. ohne Bürsten und Klopfen gesiebt.

¹⁾ Siehe S. 28.

b) Unter Verwendung quadratischer Siebe mit Holzrahmen. Die Siebung kann auch unter Verwendung quadratischer Siebe mit Holzrahmen in folgender Weise durchgeführt werden:

Wie oben, werden 25 g Staub auf das feinste Sieb Nr. 100 mit 10 000 Maschen/cm² gebracht und 30 Min. gesiebt. Das Bürsten und Klopfen erfolgt in der gleichen Weise wie bei dem runden Sieb. Das Sieb wird jedoch über einem untergelegten weißen Papier hin und her bewegt und der Durchgang auf diesem Papier gesammelt, wobei das Sieb in beide Hände genommen und unter leichter Führung zwischen Daumen (oben) und den übrigen Fingern (unten) unter wechselnder Neigung hin und her bewegt und hierbei abwechselnd gegen die Ballenflächen der Hände geschlagen wird. Im übrigen ist wie unter a) zu verfahren.

Angabe des Feinheitsgrades durch die Rückstände in Prozenten des Siebgutes; Wägegenauigkeit 0,02 g; Angabe der Rückstände auf 0,1 vH. Auch die Durchgänge sind mit der gleichen Genauigkeit zu wiegen, der Siebverlust darf nicht mehr als 2 vH bei geschlossenen runden Sieben und nicht mehr als 4 vH bei offenen quadratischen Sieben betragen. Siebverluste sind dem Durchgang zuzuschlagen.

Die Analyse ist darauf mit 25 g frischem Siebgut von derselben Person zu wiederholen. Die Rückstandswerte der beiden Analysen dürfen jeweils höchstens um 1 vH des Gewichtes des Siebgutes voneinander abweichen; bei größeren Abweichungen ist eine dritte Analyse auszuführen. Maßgebend ist der Mittelwert aus den beiden nächst aneinander liegenden Ergebnissen. Über die Siebung ist eine Niederschrift anzufertigen. Für bestimmte Zwecke empfiehlt sich die graphische Darstellung durch das Auftragen der Rückstandswerte über den Maschenweiten.

Werden bei Abnahmeversuchen von zwei verschiedenen Parteien Feinheitsbestimmungen nach dem vorstehenden Verfahren vorgenommen, so gelten noch folgende Vorschriften:

Sieben zwei verschiedene Parteien einen Kohlenstaub auf denselben Sieben, so dürfen die Siebergebnisse höchstens um 2 vH voneinander abweichen. Maßgebend ist der Mittelwert.

Sieben zwei verschiedene Parteien einen Kohlenstaub auf verschiedenen Normensieben, so dürfen die Siebergebnisse höchstens um 4 vH voneinander abweichen. Maßgebend ist wieder der Mittelwert¹⁾.

¹⁾ Die zum Preise von 0,20 Mk. bei der Geschäftsstelle des Reichskohlenrates, Berlin W 15, Ludwigkirchplatz 3—4, erhältlichen Merkblätter lauten:

Merkblatt für betriebliche Bestimmung der Kohlenstaubfeinheit durch Handsiebung.

Merkblatt für Kohlenstaub-Prüfsiebungen besonderer Art und Schiedsanalysen durch Handsiebung.

6. Prüfstelle für Kohlenstaubprüfsiebe ist das Staatliche Materialprüfungsamt in Berlin-Dahlem, Unter den Eichen 84; nur normgerechte Kohlenstaubsiebe erhalten den Stempel des Amtes.

Das obige Siebverfahren wurde auf Grund von Versuchen ausgearbeitet, die Prof. Burchartz vom Staatlichen Materialprüfungsamt, Berlin-Dahlem, ausgeführt hat, und die u. a. noch folgendes ergaben¹⁾:

1. Die Siebgutmenge ist ohne wesentlichen Einfluß auf das Ergebnis, sofern nicht zu geringe Mengen verwendet werden.

2. Mit dem gröbsten, statt mit dem feinsten Sieb zu beginnen, ist wegen des großen Siebverlustes verwerflich.

3. Das Sieben darf nicht über eine gewisse Zeit ausgedehnt werden, weil durch Abnutzung des Staubkornes eine Nachfeinung entsteht, die das Ergebnis verfälscht.

4. Das obige (deutsche) und das amerikanische Verfahren des Bureau of Standards führen zu gleichem Ergebnis.

Nach Feststellungen von Rammeler ist die Größe des Abriebs geringfügig, der Einfluß der Feuchtigkeit dagegen bedeutend. Es empfiehlt sich daher, nur lufttrockenen Staub abzusieben.

Die bisherigen Verfahren zur Bestimmung des Feinheitsgrades sind noch nicht endgültig. Die Normungsvorschriften müßten vor allem hinsichtlich der Ausschaltung individueller Fehler bei der Probenahme und der Handsiebung ausgebaut werden²⁾.

7. Maschinensiebung. Diese wird an einigen Stellen, vor allem in Amerika, angewendet, indem eine Siebbüchse in Abb. 11 dargestellte Schüttelmaschine eingespannt wird. Eine Typung des Apparates oder eine Normung seiner Betriebsweise ist noch nicht erfolgt. Die Maschine kommt daher vorläufig nur dort zur Anwendung, wo eine große Anzahl von Staubsorten täglich untersucht werden muß. In Deutschland wird neuerdings vom Chemischen Laboratorium für Tonindustrie, Berlin NW 21, eine von Förderreuther angegebene Siebmaschine gebaut. Eine weitere Siebmaschine wird von der Firma A. Dargatz in Hamburg hergestellt³⁾. Es ist anzunehmen, daß die Handsiebung von der Maschinensiebung verdrängt werden wird.

¹⁾ Siehe: Erste Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates, S. 1f.

²⁾ Eine ausführliche Darlegung der Fehlerquellen bei der Handsiebung ist der Arbeit von Rammeler: „Untersuchungen über die Bemessung und Bewertung der Feinheit von Kohlenstaub“, zu entnehmen, die als 7. Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates erschienen ist und allen, die sich mit der Siebung zu befassen haben, empfohlen sei.

³⁾ Förderreuther: „Über die maschinelle Siebung zur Bestimmung der Feinheit von Kohlenstaub.“ Berlin 1927. 8. Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates.

Allen und Mayer: Archiv f. Wärmewirtschaft 7 (1926), Nr. 11, S. 325f.

8. Andere Verfahren zur Bestimmung der Staubfeinheit. Da die Siebung ein umständliches Verfahren ist, das zudem bei sehr feinem Staub ungenau wird, so müssen andere Verfahren entwickelt werden. Es wäre z. B. zu erwägen, ob man nicht die sichtende Eigenschaft strömender Gase dazu benutzen könnte, die Staubkörner nach ihrer Größe zu zerlegen. Voraussetzung hierfür ist allerdings, daß das Material in sich homogen ist. Bei Kohlen würde die Scheidung jedoch wegen der verschiedenen Gefügebestandteile nicht nur nach der Korngröße, sondern

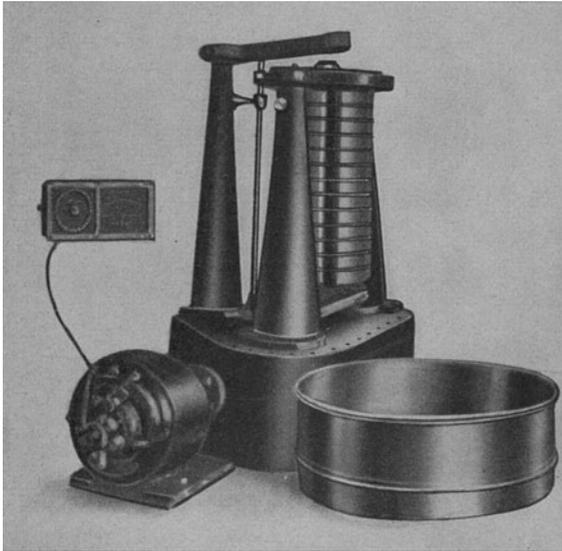


Abb. 11. Maschinell geschüttelte Siebbüchse der W. S. Tyler Co.

auch nach dem spezifischen Gewicht erfolgen und dadurch für die Staubanalyse wertlos werden.

Eine andere Möglichkeit ergäbe sich vielleicht, wenn man die Sinkgeschwindigkeit¹⁾ der einzelnen Staubteilchen in einem ruhenden Medium für die Staubanalysen heranzöge; man könnte die Staubprobe

¹⁾ Für die Sinkgeschwindigkeiten hat Audibert eine Formel entwickelt; diese lautet

$$u = 1,231 r (1 - 25 r) (d + 2,1) (1 + 0,75 t \cdot 10^{-3})$$

wo u = Geschwindigkeit in cm/s,
 t = Temperatur der Luft,

$$d = \text{spezifisches Gewicht} \begin{cases} \text{(für Koks)} & = 1,9 \\ \text{(für Anthrazit)} & = 1,5 \\ \text{(für Kohle)} & = 1,3 \end{cases}$$

(Ann. Mines, Tome I, 3. Ausgabe, 1922).

in ein langes Rohr oben einschütten und würde dann entweder nach einem bestimmten Zeitraum gleichzeitig an verschiedenen Stellen des Rohres durch Einrücken von Schiebern die Rückstände auffangen oder die Gewichtszunahme am Boden mit vorrückender Zeit feststellen. Die so erhaltenen Werte müßten mit den Eichwerten eines bekannten Staubes verglichen werden. Auch diesem Verfahren haftet wahrscheinlich der Mangel an, daß es sich für wenig homogene, durchwachsene Kohlen nicht eignet.

Um die durch verschiedene spezifische Gewichte bedingten Verfälschungen auszuschalten, wäre zu versuchen, das Rohr auf eine wagerechte Glasplatte zu setzen und nach einem hinreichend langen Zeitpunkt die Lichtdurchlässigkeit zu messen. Es ist anzunehmen, daß diese um so geringer wird, je größer das Verhältnis von Oberfläche zu Volumen des Staubes ist, d. h. also, je feiner dieser ist. Die Lichtdurchlässigkeit oder die Lichtabsorption könnte nach einem der bekannten optischen Verfahren gemessen werden.

Ein weiteres Verfahren besteht darin, den Kohlenstaub durch Siebe mit Luft oder Flüssigkeiten hindurchzuspülen; es erwies sich jedoch als ungenau und umständlich. Auch die Schlämzung des Staubes in Wasser lieferte keine brauchbaren Ergebnisse¹⁾.

d) Die Verbrennungsvorgänge²⁾.

1. Oberflächen- und Volumreaktion. Wenn die Staubfeuerung auch — vor allem ihrer Form nach — den Gas- und Ölfeuerungen ähnelt, so steht sie doch ihrem Wesen nach trotz der feinen Aufteilung des Brennstoffs den Rostfeuerungen viel näher. Wie bei diesen handelt es sich um die bei der Verbrennung fester Brennstoffe auftretenden Vorgänge der Zersetzung, Zündung und Verbrennung; es besteht nur insofern ein Unterschied, als sich diese Vorgänge bei der Staubfeuerung wegen der feinen Aufschließung des Brennstoffes in viel kürzeren Zeiten abspielen und zueinander in anderen räumlichen Beziehungen als bei der Rostfeuerung stehen. Während bei der Verbrennung von Gas-Luftgemischen im wesentlichen eine Volumreaktion vorliegt,

¹⁾ Förderreuther: a. a. O.

Eine Beschreibung verschiedener wissenschaftlicher Verfahren zur Bestimmung der Feinheit von Kohlenstaub findet sich in der Arbeit von E. F. Greig, veröffentlicht in Heft 25 des englischen Gruben-Sicherheits-Amtes, London 1926. Ein deutscher Auszug findet sich in Archiv f. Wärmewirtschaft 8 (1927), Nr. 7, S. 222.

²⁾ Die folgenden Ausführungen sind in erweiterter Form unter besonderem Hinweis auf die erforderlichen Forschungsarbeiten, sei es im Laboratorium, an Brennerstrecken oder an betriebsmäßigen Feuerungen, als 13. Berichtfolge des Reichskohlenrates erschienen.

bei welcher den einzelnen Gasmolekülen die zur Verbrennung erforderlichen Sauerstoffmoleküle durch Mischung und Diffusion bereits vor der Zündung beigegeben sind, handelt es sich bei der Verbrennung fester Brennstoffe vor allem um eine Oberflächenreaktion, einerlei wie fein die Körnung des Brennstoffes sein mag. Folgendes Beispiel möge dieses erläutern: Zur Verbrennung einer beliebigen Menge Koks ist bei 0° C und 760 mm Q.-S. das rund 14000fache Volumen an Luft erforderlich. Besteht der zur Verbrennung kommende Staub z. B. aus Kokswürfeln mit einer Kantenlänge von 0,01 mm, so ist jedes derartige Korn von einem Luftwürfel umgeben, dessen Kantenlänge $0,01 \sqrt[3]{14000} = 0,24$ mm oder das 24fache des Kokswürfels ist. Aus dieser Lufthülle muß das Staubteilchen seinen Sauerstoffbedarf entnehmen und dafür eine ebenso große Volummenge Kohlensäure durch Diffusion abgeben. Offensichtlich kommen die Moleküle eines Kohlenstaubteilchens um so leichter zu ihrem Sauerstoff, je weiter die Mahlung getrieben wird. Ideale Verhältnisse würden erreicht, wenn man die Zerkleinerung bis zur Molekulargröße treiben und damit einen gasförmigen Zustand erreichen könnte. Da jedoch der Durchmesser eines Luftmoleküls mit $0,0000014 \text{ mm}^1$) angenommen wird, so ist die 0,24 mm lange Kante des Luftwürfels mehr als 100000mal zu groß. Daraus erkennt man, daß man es bei noch so feiner Mahlung immer noch mit Oberflächenreaktionen zu tun hat, und daß die molekulare Angliederung von Kohlenstoff und Sauerstoff, wie sie für eine Volumreaktion erforderlich ist, mit den heutigen technischen Zerkleinerungsmitteln auch nicht annähernd erreicht werden kann.

2. **Pyrogene Zersetzung**²⁾. Der in die heiße Brennkammer eingeblasene Kohlenstaub verliert zunächst die noch vorhandene Feuchtigkeit; bei etwa 200° beginnt dann die erste chemische Abspaltung von Wasser³⁾. Bei Steinkohlen beträgt das Spaltungswasser 5—7 vH. Wie es auf die Zündung und Verbrennung bei Kohlenstaub einwirkt, ist nicht näher bekannt. Einerseits kann die Verbrennungsluft wegen des großen spezifischen Volumens von Wasserdampf durch die umgebende Dampfhülle an die Staubteilchen nur schwer herankommen; andererseits wirken aber geringe Wasserdampfmengen als Katalysator, durch den die Reaktionsgeschwindigkeit der bei der Zersetzung gebildeten Gase und damit ihre Zündung und Verbrennung beschleunigt wird⁴⁾. Bei weiterer Er-

¹⁾ Landolt-Börnstein: Physikalische Tabellen, S. 380.

²⁾ Hierbei hat mich Herr Dr. H. A. Bahr in dankenswerter Weise beraten. Gluud: Gesammelte Abhandlungen zur Kenntnis der Kohle, Bd. II, S. 261 f. — Kreisinger, Augustine und Ovitiz: Bulletin 135 des U.S. Bureau of Mines, 1917. Aufhäuser: Brennstoff und Verbrennung. Berlin 1926.

³⁾ Nach Börnstein; siehe Franz Fischer: Die Umwandlung der Kohle in Öle, S. 20. Berlin 1924. ⁴⁾ Nernst: Theor. Chemie, S. 771. 1921.

hitzung erleiden die Kohlen, die bekanntlich aus komplizierten, zum größten Teil nicht näher bekannten Kohlenstoff-Wasserstoff-Sauerstoff-Verbindungen bestehen, eine allmähliche Zersetzung. Hierbei geht der zunächst gebildete Urteer, dem vor allem aliphatische und hydroaromatische Verbindungen und daneben noch mit der Kohlenart sehr wechselnde Mengen sauerstoffhaltiger aromatischer Verbindungen (Phenolgruppe) zugrunde liegen, bei steigenden Temperaturen unter Abspaltung von Wasserstoff als solchem oder aus den Phenolen als H_2O in wärmebeständigere Verbindungen über, die etwa dem normalen Kokereiteer entsprechen. Dabei bilden die hydroaromatischen Verbindungen und die Phenolgruppen wahrscheinlich die aromatischen Kohlenwasserstoffe durch Dehydrierung, während die rein aliphatischen Verbindungen sowie die längeren Seitenketten von hydroaromatischen und aromatischen Verbindungen vor allem gasförmige Kohlenwasserstoffe wie CH_4 , C_2H_6 usw. liefern¹⁾. Ein Teil der aromatischen Verbindungen wird durch Polymerisation und Kondensation wieder in höher molekulare Kohlenwasserstoffe verwandelt. Sieht man von diesem Zusammenschluß ab, der einen Aufbau darstellt und prozentual nur sehr untergeordnet in Erscheinung tritt, so erleidet die Kohle bei der Zersetzung einen allgemeinen stufenweisen Abbau in einfachere wärmebeständigere, niedrig-molekulare Gase und Dämpfe unter gleichzeitiger Bildung kohlenstoffreicher Verbindungen (Koksrückstand).

Die Verbrennung kann je nach der Zufuhr von Luft und der Zündquelle in irgendeinem Zersetzungsstadium beginnen. Jedenfalls aber wird bei dem mit der Verbrennung einsetzenden Temperaturanstieg der noch nicht durchlaufene Teil der Zersetzung sehr schnell zurückgelegt; dabei verbrennen die bei hohen Temperaturen entstehenden C-reichen Zersetzungsprodukte, ehe sie sich als Ruß aus der Flamme abscheiden können. Ruß kann sich nur abscheiden, wenn nach Erreichung hoher Zersetzungstemperaturen die Verbrennung infolge von Luftmangel oder zu starker Abkühlung entweder gar nicht einsetzt oder vorzeitig abgebrochen wird²⁾. Die auch in dem neueren Schrifttum noch verbreitete Ansicht, daß Ruß eine Folge niedriger Temperaturen sei, ist also nicht ganz zutreffend.

Die Rußbildung ist bei ein und demselben Brennstoff um so geringer, je früher die Zersetzung in die Verbrennung übergeführt werden

¹⁾ Die aliphatischen Verbindungen gehen nur ganz untergeordnet in aromatische Verbindungen über. Es ist Ritman während des Krieges in Amerika nicht gelungen, aus aliphatischen Kohlenwasserstoffen mehr als 5 vH aromatische Kohlenwasserstoffe herzustellen; siehe Gluud, a. a. O.

²⁾ Kreisinger, H. Augustine, C. R. und F. K. Ovit: Bulletin 135 des U.S. Bureau of Mines, S. 116 ff.

kann; hierzu ist erforderlich, daß 1. die Zersetzung in Gegenwart von Luft erfolgt, und 2. die Verbrennung restlos durchgeführt wird. Beiden Anforderungen entspricht die Staubfeuerung besonders gut, weil der Kohle bei ihrer Erhitzung bereits die zur Verbrennung erforderliche Luft zugeteilt ist. Dagegen wird bei den gewöhnlichen Rostfeuerungen die auf die glühende Schicht aufgeworfene frische Kohle weitgehend zersetzt, bevor die Zersetzungsprodukte der zur Verbrennung erforderlichen Luft teilhaftig werden können.

3. Zündung. Erwärmt man irgendeinen Brennstoff in Gegenwart von Luft, so nimmt die Reaktionswärme Q_e mit steigender Temperatur zunächst nach einer ziemlich flach verlaufenden, im wesentlichen graden Linie¹⁾ zu, bis sie bei einer bestimmten Temperatur mit ziemlich scharf ausgesprochenem Knick steil ansteigt. Während die Erwärmung des Brennstoffes bis zu diesem Punkt je nach der Umgebung eine mehr oder weniger lange, stets aber meßbare Zeit erfordert, findet bei Überschreitung der dem Knick zugeordneten Temperatur ein sehr schneller, zur Feuererscheinung führender Temperaturanstieg statt. Die dem Knick zugeordnete Temperatur kann daher als Zündpunkt gelten. Er hat für jede Verbindung und die meisten Gemische einen ziemlich festumrissenen, durch Versuche ermittelten Zahlenwert. Dieser sinkt bei festen Brennstoffen allerdings etwas mit der wachsender Güte der Mischung von Luft und Brennstoff und daher auch mit dem Feinheitsgrad, ist aber im übrigen von der Temperatur der Umgebung unabhängig. Die Umgebungstemperatur beeinflußt nur die Zeit, die nötig ist, um den Brennstoff bis auf den Zündpunkt zu erwärmen, nicht dagegen die Höhe des Zündpunktes selber. Je stärker die Kühlung der Umgebung, desto später wird der Zündpunkt erreicht. Ein Gasgemisch in engen gekühlten Rohren erreicht seine Zündtemperatur überhaupt nicht.

Die Definition des Zündpunktes als diejenige Temperatur, bei der die entwickelte Reaktionswärme Q_e gleich der abgegebenen Wärme Q_a ist²⁾, muß abgelehnt werden, weil bei ihr der Zündpunkt nicht mehr eine lediglich durch die chemisch-thermischen Beziehungen des Brennstoffes gegebene Größe ist, sondern auch noch durch die willkürlichen Verhältnisse der Umgebung beeinflußt wird.

Betrachten wir den Zündvorgang unter dem Gesichtspunkt der Zersetzung, so läßt sich mit ziemlicher Sicherheit annehmen, daß sich die Zündung auf ein größeres Temperaturintervall erstreckt, und zwar derart, daß bei irgendeiner Temperatur innerhalb dieses Intervalls die niedrig zündenden Produkte bereits brennen können, während die höher zündenden noch gar nicht existieren oder sich im Stadium der

¹⁾ Nach Untersuchungen von H. Bähr setzt die Reaktion von Koks mit Luft bereits bei 300° ein; „Stahl und Eisen“ 45 (1925), S. 1948.

²⁾ So bei Rummel-Schack, Mitteilung 75 der Wärmestelle Düsseldorf.

unterhalb der zugehörigen Zündtemperatur liegenden Zersetzung befinden. Die Ansicht, daß Zersetzung, Zündung und Verbrennung zeitlich scharf getrennte, aufeinanderfolgende Vorgänge seien, ist also in dieser Schärfe nicht haltbar.

Eine wichtige Lehre der chemischen Forschung besagt, daß die Zündpunkte der Zersetzungsprodukte um so höher liegen, je einfacher, symmetrischer und ausgeglichener die chemische Konstitution der betreffenden Verbindung, je widerstandsfähiger daher das Molekül gegen Veränderung seines Baues ist.

Die höchsten Zündpunkte haben die einfachen Gase H_2 , CH_4 und CO ; sie liegen zwischen 580° und 750° . Nur der bei der Zersetzung organischer Moleküle gebildete atomare Wasserstoff hat einen sehr niedrigen Zündpunkt. Bei den festen Zersetzungsprodukten (Koksrückstand) steigt der Zündpunkt mit fortschreitender Zersetzung von 395° bei Halbkoks, bis auf 640° bei Zechenkoks. Die dampfförmigen Zersetzungsprodukte, nämlich die als Teerbildner auftretenden C-H-O-Verbindungen zünden dagegen bei viel niedrigeren Tem-

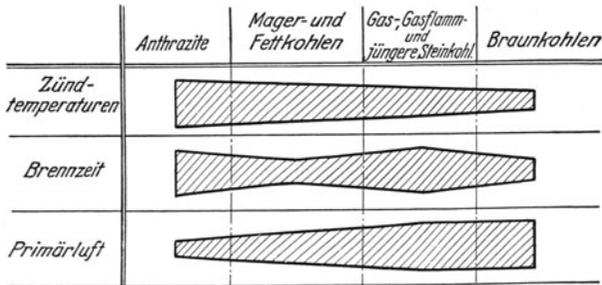


Abb. 12. Kennzeichen der Kohlen.

peraturen, und zwar dürften die niedrigsten, wahrscheinlich unter $240\text{--}325^\circ$ liegenden Zündpunkte den sauerstoffreichen Urteerbestandteilen zuzuweisen sein. Aus dem hohen Gehalt der Braunkohlen und jüngeren Steinkohlen an derartigen Bestandteilen erklärt sich z. T. ihre bei niedrigen Temperaturen erfolgende Zündung (Abb. 12).

Der niedrige Zündpunkt der vermutlich als Initialzündler auftretenden Teerbildner, die sicherlich nicht als Gase, sondern als Dämpfe vorliegen, scheint vom praktischen Standpunkt aus durchaus plausibel.

Eine gewisse Bestätigung dafür, daß die Zündung bei den Dämpfen einsetzt, und zwar zum Teil schon vor Bildung der Gase, bieten ferner die Untersuchungen von Sass über die Zünd- und Verbrennungsvorgänge in Dieselmotoren¹⁾. Wie soll man ferner die Tatsache erklären, daß bei Stubenöfen sowie bei Rost- und Kohlenstaubfeuerungen gerade die an sauerstoffhaltigen Initialzündern reichen Braun- und jüngeren Steinkohlen bei niedrigeren Ofenwandtemperaturen zünden, als die an Initialzündern ärmeren älteren Steinkohlen, wenn nicht vor allem damit, daß die Zündung eben bei den Initialzündern einsetzt?

¹⁾ V.D.I.-Zeitschr. 71 (1927) Nr. 37, S. 1287f.

Die zeitliche Reihenfolge der Zündung der einzelnen Zersetzungsprodukte innerhalb eines Staubkörnchens lautet daher wahrscheinlich: Dampfförmige flüchtige Bestandteile (Urteere), feste Zersetzungsprodukte (Koksrückstand), gasförmige flüchtige Bestandteile (reine Kohlenwasserstoffe), wobei unter „flüchtige Bestandteile“ und „Koksrückstand“ im Sinne des oben beschriebenen Abbauvorganges sich fortwährend ändernde Zwischenprodukte zu verstehen sind; sie dürfen mit den in der Immediatanalyse angegebenen Begriffen „flüchtige Bestandteile“ und „fixer C“, welche die bei der Verbrennung nie erreichten Endglieder der Zersetzung sind, nicht verwechselt werden. Dieser Zersetzungs- und Zündmechanismus steht also im Gegensatz zu der bisher üblichen Annahme, daß erst eine „Entgasung“ (in Wirklichkeit eine Teilerscheinung der Zersetzung) stattfindet, und daß in dem nunmehr in Koks und Gase zerlegten Brennstoff der Koks vor den Gasen zünde.

4. Verbrennung. Die Brennzeit eines Staubkorns ist erstens eine Funktion gewisser, die Bau- und Betriebsart kennzeichnender Faktoren. Diese Einflüsse werden unter e) beschrieben. Werden sie als konstant angenommen, so ist die Brennzeit außerdem noch eine Funktion gewisser die Kohle kennzeichnender Faktoren. Sie sind: Gas- und dampfförmige (flüchtige) Zersetzungsprodukte, feste Zersetzungsprodukte, Korngröße; hinzukommen noch als weniger wichtige Merkmale Asche und Feuchtigkeit.

1. Flüchtige Zersetzungsprodukte. Die frühere Annahme, daß zwischen Brennzeit z und „flüchtigen Bestandteilen“ im Sinne der Immediatanalyse ein einfacher Zusammenhang bestehe, etwa derart, das z mit wachsendem Gehalt an flüchtigen Bestandteilen abnehme, trifft nicht zu. So hat sich z. B. in verschiedenen Fällen gezeigt, daß bei Übergang von Fett- zu den gasreicheren Gasflammkohlen das Flammenvolumen und damit z unter sonst gleichen Umständen nicht etwa, wie man vermuten sollte, ab-, sondern zunimmt. Dies ist u. a. aus den Versuchen von Hold¹⁾ an Kesselbrennräumen mit verschiedenen Ruhrkohlen zu erkennen. Man muß schon im Sinne der Zersetzung nach wärmebeständigen einfachen, wasserstoffreichen Gasen einerseits und wenig wärmebeständigen, sauerstoffreichen Verbindungen des Teeres andererseits differenzieren.

Es ist anzunehmen, daß die bei hohen Temperaturen zündenden einfachen, wasserstoffreichen Gase die geringste und die niedrigzündenden Bestandteile des Teeres die längste Brennzeit besitzen. Die flüchtigen Bestandteile haben daher eine doppelte Aufgabe; die bei

¹⁾ Das Verhalten der rheinisch-westfälischen Steinkohlenarten in der Staubfeuerung. Essen 1926.

niedrigen Temperaturen zündenden Dämpfe leiten die Zündung ein, während die einfachen Gase zwar erst bei hohen Temperaturen zünden, infolge ihrer eigenen kurzen Brennzeit aber die Verbrennung der festen Zersetzungsprodukte beschleunigen. Leider gibt es keine Kohlenart, deren flüchtige Bestandteile beiden Anforderungen gleichzeitig in der besten Weise gerecht würden. Bei den jungen Kohlen zünden die flüchtigen Bestandteile wegen ihres Gehaltes an hochmolekularen, sauerstoffreichen Verbindungen zwar bei niedrigen Temperaturen, verbrennen aber langsamer und infolgedessen mit niedrigerem pyrometrischen Wirkungsgrad¹⁾ als die flüchtigen Bestandteile der älteren Kohlen, bei denen, der natürlichen Zersetzung entsprechend, von vornherein mehr einfach gebaute, mit hohem pyrometrischen Wirkungsgrad verbrennende Kohlenwasserstoffe vorliegen²⁾.

Im großen und ganzen scheint innerhalb der Steinkohlen der pyrometrische Wirkungsgrad mit zunehmender Menge der flüchtigen Bestandteile zu sinken. Einen, wenn auch nicht streng wissenschaftlichen Anhalt dafür gibt der Verlauf des Quotienten $\frac{H - 0/8}{C_{fl}}$, Abb. 1. Die „Güte“ sinkt auf Kosten der „Menge“. Es ist vielleicht kein Zufall, daß das Produkt aus beiden gerade bei den Fettkohlen sein Maximum erreicht, Abb. 1 und 12.

2. Feste Zersetzungsprodukte. Ihre Brennzeit wird, wie beschrieben, von den flüchtigen Zersetzungsprodukten beeinflusst; sie ist daher von dem natürlichen Zersetzungsgrad (Inkohlung) der Kohle und dem Zersetzungsgrad des Verbrennungsprozesses abhängig; je besser die Mischung mit Verbrennungsluft ist (Turbulenz s. S. 53), um so früher wird die Zersetzung von der Verbrennung abgelöst. Weiterhin ist die Struktur³⁾ der festen Zersetzungsprodukte von erheblichem, meist unterschätztem Einfluß. Koksstaub hat trotz seines höheren Zersetzungsgrades wegen seiner größeren Porosität geringere Brennzeiten als manche Magerkohlen. Bei gewissen Fett- und Gaskohlen backen die Teilchen zusammen, so daß die der Luft zugängliche Oberfläche verkleinert wird; ein Teil der

$$\begin{aligned} 1) \text{ Pyrometrischer Wirkungsgrad} &= \frac{\text{wirkliche Verbrennungstemperatur}}{\text{theoretische Verbrennungstemperatur}} \\ &= \frac{T_{\text{eff}}}{T_{\text{theor}}} \end{aligned}$$

²⁾ Auf diese Zusammenhänge deutet u. a. das verschiedenartige Verhalten der Kohlen in Rostfeuerungen hin. So ist es z. B. bei Saarkohlen, die zu den jüngeren, sauerstoffreichen Steinkohlen zu rechnen sind, möglich, nach längeren Betriebspausen die Schüttung bei niedrigeren Wandungstemperaturen des Brennraumes anzufachen, als dies bei Ruhrkohlen möglich ist; gleichzeitig aber erfordert die Saarkohle bei Kleinöfen, die den Einsatz auf Schweißhitze bringen müssen, Unterwind, um die erforderlichen Temperaturen zu erreichen, während bei Ruhrkohlen natürlicher Zug genügt.

³⁾ Dolch: „Die Wärme“, 9. u. 16. Juli 1926.

Körner bläht sich aber auch zu Hohlkugeln auf¹⁾, so daß die Oberfläche wieder vergrößert wird. Beide Einflüsse wirken sich also in bezug auf die Brennzeit entgegen.

Die unter 1) und 2) genannten verwickelten Einflüsse bedürfen noch eingehender Erforschung. Sie scheinen sich auf Grund praktischer Feststellung im allgemeineren so zu überlagern, daß die Brennzeit die in Abb. 12 gezeigte Tendenz hat.

3. Korngröße. Von bedeutendem Einfluß auf die Brennzeit ist ferner die Korngröße des Kohlenstaubes oder sein Feinheitsgrad. Da eine Oberflächenreaktion vorliegt, so müßte die Brennzeit unter sonst gleichen Umständen mit dem Quadrat der Kantenlänge zunehmen. In Wirklichkeit ist der Zusammenhang zwischen Brennzeit und Korngröße wegen der gleichzeitig verbrennenden flüchtigen Bestandteile und wegen des mit zunehmender Feinheit wachsenden Schwärzegrades des Gemisches, der wiederum auf die Temperatur und die Reaktionsgeschwindigkeit einwirkt, sehr viel verwickelter.

Rosin²⁾ stellt bei sächsischer Braunkohle auf Grund von Brennzeitmessungen verschieden großer Staubteilchen in einer auf 1300° erwärmten Kammer die Beziehung $z = \frac{1000}{\left(\frac{F}{G}\right)^{1,8}}$ auf, worin F die Oberfläche und G das Gewicht des betreffenden

Korns bedeutet. Wenn diese einfache Beziehung möglicherweise auch auf andere deutsche Braunkohlen angewendet werden darf, so wird sie bei Steinkohlen wegen der großen Schwankungen in Menge und Zusammensetzung der flüchtigen Bestandteile nicht mehr zutreffen. Ferner ist fraglich, inwieweit diese Formel, die sich nur auf ein einzelnes Teilchen bezieht, auf ein Staubgemisch, wie es in Wirklichkeit immer vorliegt, übertragen werden darf. Wie Abb. 7 zeigt, findet sich in jedem Staubgemisch eine ausgesprochene Häufung einer bestimmten Korngröße, die sowohl nach Menge wie Feinheit mit wachsendem Feinheitsgrad stark zunimmt und daher die Brennzeit des gesamten Gemisches erheblich beschleunigen muß. Es ist daher anzunehmen, daß auch bei Braunkohlen die Brennzeit bei zunehmendem Feinheitsgrad stärker abnimmt, als die Rosinsche Beziehung vermuten läßt. Aufgabe der Forschung wäre es, an Hand des auf Seite 29 erwähnten, im einzelnen noch nicht bekannten Verteilungsgesetzes und unter Berücksichtigung der flüchtigen Bestandteile Anhaltszahlen für die Brennzeit aufzustellen.

4. Einfluß der Asche und Feuchtigkeit. Ist die Kohlenstruktur mit mineralischen Bestandteilen so fein durchwachsen, daß auch die Mahlung keine Trennung hervorruft, so hat die Asche in zweifacher Hinsicht eine nachteilige Wirkung auf die Verbrennung: 1. verkleinert sie die für die Reaktion erforderliche Oberfläche, und 2. kann sich bei Überschreiten des Aschenschmelzpunktes ein die Verbrennung stark beeinträchtigender Aschenfluß um das Körnchen bilden.

1) Newall u. Sinnatt, „Fuel“, Bd. V, Nr. 8, S. 335—39.

2) „Braunkohle“, 24 (1925), S. 244.

Die der Flamme durch Erhitzung der Aschenbestandteile und der Feuchtigkeit entzogene Wärme ist für den Verbrennungsvorgang ohne praktische Bedeutung. Bei einer spezifischen Wärme der Asche von 0,24 und einem Aschegehalt des Brennstoffes von 50 vH ist die bei einer Flammentemperatur von 1600° entzogene Wärme doch nur $1600 \cdot 0,5 \cdot 0,24 = \text{rd. } 200 \text{ WE}$. Bei einer mittleren spezifischen Wärme der Rauchgase von 0,3 und einer Rauchgasmenge von rd. 10 m^3 je Kohle beträgt die Temperaturverminderung nur $\frac{200}{3} = \text{rd. } 70^{\circ}$. Ebenso ist der Wassergehalt bei Steinkohlen bedeutungslos; bei Braunkohlenstaub mit etwa 17 vH Wasser tritt zwar eine größere, aber immerhin für die meisten Zwecke noch unbedeutende Temperaturniedrigung von nicht mehr als 100° ein¹⁾.

5. Dissoziation. Die bei hohen Temperaturen eintretende Spaltung von Kohlensäure und Wasserdampf in $\text{CO} + \text{O}$ und $\text{H}_2 + \text{O}$ spielt bei den in der Kohlenstaubflamme auftretenden Temperaturen von höchstens 1700 noch keine Rolle²⁾.

Der Einfluß der im vorstehenden aufgezählten Faktoren auf die Verbrennung läßt sich nicht quantitativ, d. h. formel- oder zahlenmäßig festlegen. Mit den an vereinzelt Stellen der Literatur zu findenden Angaben läßt sich in der Praxis nicht allzuviel anfangen. Da sie immerhin wenigstens die Größenordnung der Brennzeit angeben, sei auf sie kurz hingewiesen.

Audibert³⁾ fand im Laboratorium für Halbkoks mit einer Korngröße von $65 \mu^4$) eine Brennzeit von 0,2 Sek. bei 40 vH Luftüberschuß und von 0,3 Sek. bei theoretischem Luftbedarf, während sich bei gasreichen jungen Kohlen der gleichen Korngröße erheblich längere Brennzeiten bis 0,28 bzw. 0,5 Sek. herausstellten. Die Wandungstemperaturen des Versuchsofens lagen in diesem Falle zwischen 1400 und 1700° .

Rosin fand für sächsische Braunkohlen mit 75μ bei einer Temperatur der Brennkammer von 1300° eine Brennzeit von 0,52 Sek.

e) Flamme und Brennraum.

1. Brennraumarten. Der Flammenlauf wird in seinem Ursprung durch die Brennerichtung und in seinem späteren Verlauf durch die Strömung von Verbrennungsgasen und Sekundärluft bestimmt. Es gibt daher gestreckte Flammen (Abb. 13 II) und mehr oder weniger scharf umbiegende Flammen (Abb. 13, I, III, IV). Flammenlängen schwanken zwischen $\leq 1 \text{ m}$ bei Kleinöfen und $\leq 7 \text{ m}$ bei Drehrohröfen, mit 3—4 m als häufigen Werten. Der Brennraum muß mindestens so groß sein,

¹⁾ Schulte, Fr.: Glückauf 60 (1924), Nr. 43, S. 971.

²⁾ Schack: Mittel. 79 der Wärmestelle Düsseldorf.

³⁾ Revue de l'industrie minérale (1924), S. 1. — Arch. f. Wärmewirtschaft, Bd. 6, S. 81. 1925.

⁴⁾ $1 \mu = 0,001 \text{ mm}$.

daß die Flamme in ihm ohne Berührung mit den Wänden frei auslaufen kann. Bei älteren Ausführungen bestehen zwischen Brennraum, in dem die Verbrennung stattfindet, und Arbeitsraum, in dem die Wärme an die Heizflächen oder den Einsatz übertragen wird, ziemlich scharfe Grenzen (Abb. 13, *III* und *IV*). Bei neueren Dampfkessehn (Abb. 13, *I*) sind die Brennraumwände mehr oder weniger mit Heiz-

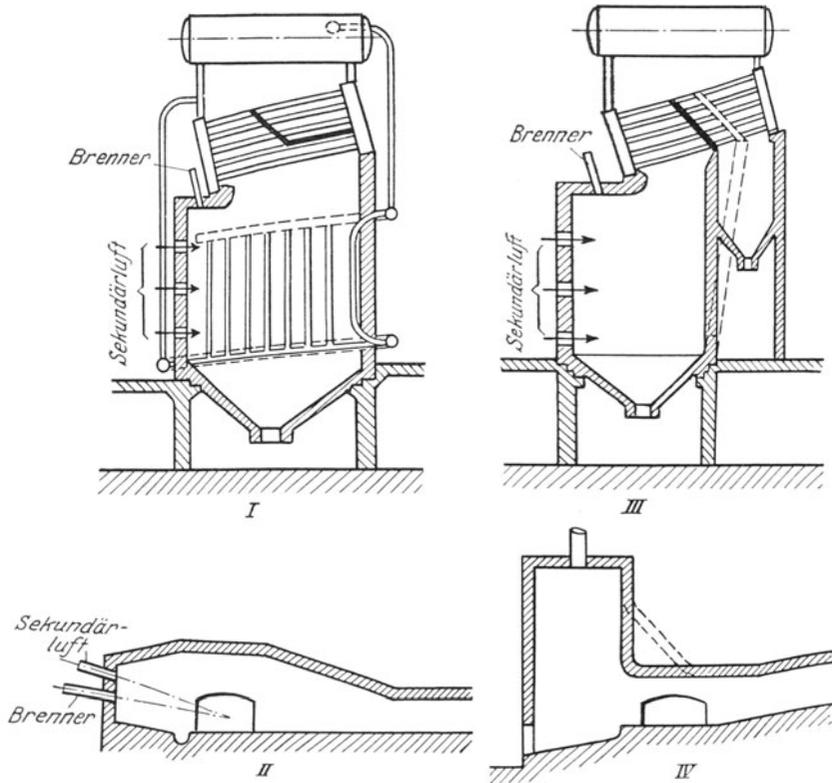


Abb. 13. Entwicklung der Brennräume bei Dampfkessehn und Industrieöfen.

I Neuzeitlicher Brennraum eines Dampfkessehn, *II* Neuzeitlicher Brennraum eines Stoßofens, *III* Älterer Brennraum eines Dampfkessehn, *IV* Älterer Brennraum eines Stoßofens.

flächen belegt; diese sind, ohne von der Flamme berührt zu werden, hohem spezifischem Wärmeübergang durch Strahlung von Flamme und ff. Wänden ausgesetzt. Im Gegensatz zu den Heizflächen des eigentlichen Kessels werden die Heizflächen der Brennraumwände im folgenden, dem vorwiegenden Sprachgebrauch entsprechend, Kühlflächen genannt. Ebenso wird der Einsatz neuerer Industrieöfen (Abb. 13, *II*) durch teilweise Zusammenlegung von Brenn- und Arbeitsraum der unmittelbaren Flammenstrahlung mehr als früher ausgesetzt.

Von der je Zeiteinheit entwickelten Verbrennungswärme wird ein Teil als Strahlungswärme der leuchtenden und gasförmigen Flammenbestandteile an die Begrenzungsflächen des Brennraumes abgegeben. Hiervon geht wiederum ein Teil als nutzbare Strahlungswärme an die Kühlflächen und die an den Brennraum angrenzenden Heizflächen, bzw. an das Wärmgut über; der Rest wird von den ff. Wänden reflektiert, so daß er zur Zündung des Staubes und zur Erhöhung der Flammentemperatur dient.

Im folgenden bezeichnet

k in kg/h	die je h verfeuerte Staubmenge,
H_u in kcal/kg	ihren Heizwert,
S in kcal/h	die nutzbare Wärme, die durch Strahlung und Konvektion an die den Brennraum umgebenden Heizflächen übertragen wird,
λ	den Luftfaktor,
v_0 in m^3/kg	die Abgasmenge je 1 kg Brennstoff bei $0^\circ C$, 760 mm QS und $\lambda = 1$,
ϑ_m in $^\circ C$	die mittlere Brennraumtemperatur (nicht Wandungstemperatur),
ϑ_{th} in $^\circ C$	die theoretische Verbrennungstemperatur des Staubes,
$\sigma = \frac{S}{k \cdot H_u}$	den Teil der gesamten Wärme, der als nutzbare Wärme S vom Brennraum aus übertragen wird,
H in m^2	die Projektion derjenigen Kühl- und Heizflächen von Dampfkesseln, bzw. derjenigen Wärmgutoberflächen von Industrieöfen, die S aufnehmen,
I in m^3	den Brennrauminhalt,
$B = \frac{k \cdot H_u}{I}$ in kcal/ $m^3 \cdot h$	die Brennraumbelastung.

Unter der nicht ganz zutreffenden Annahme¹⁾, daß die Flammenabgase den Brennraum mit der mittleren Brennraumtemperatur verlassen, besteht die Beziehung

$$k \cdot H_u = S + k \cdot v_0 \cdot \lambda \cdot c_{vm} \cdot \vartheta_m \tag{1}$$

Auf der rechten Seite müßte außerdem noch ein Betrag für Wärmeleitung der Brennraumwände nach außen stehen. Dieser Betrag kann jedoch hier vernachlässigt werden. Der Wärmebetrag $k \cdot v_0 \cdot \lambda \cdot c_{vm} \cdot \vartheta_m$ wird, sofern nicht ein an sich geringer Teil durch Undichtheiten der ff. Wände verlorenggeht, restlos mit dem Abgas in den nicht zum Brennraum gehörenden Teil des Arbeitsraums übergeführt, und teils durch Strahlung der festen und gasförmigen Abgasbestandteile, teils durch Konvektion an Heizflächen oder Wärmgut übertragen. Ein weiterer Teil geht als fühlbare Wärme durch den Schornstein verloren.

S wird in erster Linie durch die leuchtende Flammenstrahlung und außerdem durch die Strahlung der im Brennraum befindlichen CO_2 - und H_2O haltigen

¹⁾ Diese Annahme ist auf Grund der Temperaturmessungen von Sherman und Taylor zulässig; s. Transact. A. S. M. E. Vol. 50, Nr. 15, S. 125/40; Mech. Engg. 49 (1927), S. 335/38.

Flammen und Abgase bestimmt; S steigt stark mit der Flammentemperatur an (annähernd mit der Differenz der 4. Potenz der absoluten Temperaturen der Flamme und der Kühl- oder Heizflächen). S ist außerdem von der Strahlungszahl der angestrahlten Fläche, ferner von dem durch Absorptionszahl und Schichtdicke bestimmten Schwärzegrad der Flamme und damit wiederum von Brennstoffart, Feinheitsgrad und Form sowie Inhalt der Flamme abhängig. Von Einfluß ist ferner der Turbulenzgrad; ist dieser hoch, d. h. wird die Flamme stark durchwirbelt, so nimmt bei sinkender Brennzeit der Schwärzegrad ab und die Durchsichtigkeit zu, weil offenbar gleichzeitig die pyrogene Zersetzung weniger weit fortschreiten kann. S wird ferner von Größe und geometrischer Lage der angestrahlten Kühl- und Heizfläche H zur Flamme sowie von den zwischen Flamme und Wandung befindlichen CO_2 - und H_2O -haltigen Schichten beeinflusst; diese absorbieren einen Teil der Strahlung und wirken daher wie ein Wärmeschirm. Alle diese Einflüsse lassen sich nur mit Hilfe langwieriger und schwieriger Berechnungen erfassen; dabei sind eine Anzahl vereinfachender Annahmen zu machen, die das Ergebnis unsicher und damit für die Praxis vorläufig wenig brauchbar machen. Auf eine Wiedergabe kann daher verzichtet werden. Am weitesten durchgearbeitet dürfte z. Z. das wissenschaftlich aufgebaute und gegenwärtig durch umfangreiche Versuche erweiterte Verfahren von Wohlenberg und Mitarbeitern sein¹⁾. Es hat zu verschiedenen Feststellungen geführt, die qualitativ ohne Frage richtig sind, in quantitativer Hinsicht jedoch noch der Bestätigung durch den Versuch bedürfen. Die nach diesem Verfahren errechneten Wärmeübergänge an H bleiben hinter den in der Praxis gefundenen Werten z. T. nicht unerheblich zurück. Das liegt vor allem daran, daß Wohlenberg statt der Kornverteilung nach Abb. 7 eine einheitliche Korngröße annimmt. Ferner scheint der konvektive Wärmeübergang an H dank hochturbulenter Grenzschichten erheblich größer zu sein, als bisher angenommen wurde.

Vorläufig ist man beim Entwurf von Brennräumen auf den reinempirischen Weg angewiesen. Dabei ist jedoch die Kenntnis der wichtigen Zusammenhänge erforderlich. Auf diese soll im folgenden kurz eingegangen werden, und im Anschluß daran die wichtigste Aufgabe, die Verkleinerung des Brennrauminhalts I behandelt werden.

2. Thermodynamisches Gleichgewicht. Wird Gleichung (1) beiderseitig durch das Brennraumvolumen I dividiert, so steht links die je $\text{m}^3 \cdot \text{h}$ entwickelte Wärmemenge oder Verbrennungsgeschwindigkeit Q_e , und rechts die je $\text{m}^3 \cdot \text{h}$ abgegebene Wärmemenge Q_a . Beide Beträge sind gleich der Brennraumbelastung B .

$$Q_e = Q_a = B [K_{\text{cal}}/\text{m}^3 \cdot \text{h}] \quad (2)$$

In Abb. 14 ist Q_a für einen bestimmten Brennraum eines Dampfkessels und für zwei verschiedene Werte H nach dem oben erwähnten Verfahren von Wohlenberg und Mitarbeitern²⁾ in Abhängigkeit der mittleren Brennraumtemperatur ϑ_m dargestellt.

¹⁾ Wohlenberg und Lindseth: Transact. Am. Soc. Mech. Eng. Vol. 48 (1926), S. 849/937.

²⁾ Eine allgemeinverständliche und zusammenfassende Darstellung ist die Veröffentlichung von Wohlenberg und Brooks: Transact. Am. Soc. Mech. Eng. Vol. 50 (1928), Nr. 15, S. 141/158.

Q_e steigt bei bestimmten durch Brennstoff und Feuerung gegebenen Verhältnissen auf Grund eines allgemeinen Satzes der chemischen Reaktionen mit ϑ_m stark an. Der Verlauf der Q_e -Linien (Abb. 14) ist nur seiner allgemeinen Tendenz nach bekannt¹⁾. Die Q_e -Linien verschieben sich einmal mit zunehmender Staubfeinheit und mit Übergang zu Brennstoffen mit kürzerer Brennzeit, andererseits durch noch unter 3 zu besprechende, die Brennzeit verkürzende, bauliche Mittel unter steilerem Verlauf nach oben.

Zugehörige Q_e - und Q_a -Linien schneiden sich in den Punkten G und V . G entspricht der oberen durch B_{\max} dargestellten, V der unteren durch einsetzende Verlöschung gekennzeichneten Belastungsgrenze, wobei allerdings später noch eine Einschränkung zu machen ist.

Wird bei gegebener Q_e -Linie (Q'_e) H vermehrt (Übergang von Linie Q'_a zu Q''_a), so sinkt B_{\max} von eG_2 auf dG_1 , und ϑ_m von oe auf od . Daraus folgt:

I. Wird H vergrößert, so muß, falls sich die Flamme nicht über den ihr zugewiesenen Raum ausdehnen soll, entweder die Staubmenge k verringert oder der Brennraum I vergrößert werden.

Soll von G_0 ausgehend, bei $I = \text{const}$ H vergrößert werden (Übergang von Linie Q'_a zu Q''_a), so muß, falls $\vartheta_m = od$ unverändert bleiben soll, Q_e erhöht werden (Übergang von Linie Q'_e zu Q''_e). B_{\max} erhöht sich dabei von dG auf dG_1 . Daraus folgt:

II. Wird H vergrößert, ohne daß sich Flammenvolumen und Brennraum I sowie die Temperatur ϑ_m verändern sollen, so muß die Verbrennungsgeschwindigkeit Q_e erhöht werden. Als Folge hiervon wachsen B_{\max} und k . Stark ge-

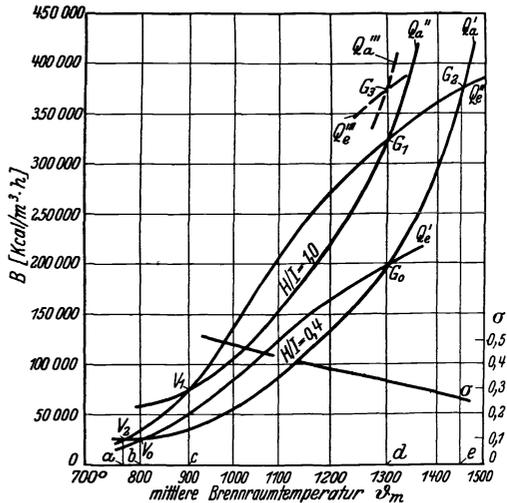


Abb. 14. Gleichgewichtszustände im Brennraum eines Dampfkessels. Die Abbildung dient lediglich zur Klärung der grundsätzlichen Verhältnisse; sie darf nicht als Unterlage für konkrete Rechnungen benutzt werden.

¹⁾ Es scheint, daß die Q_e -Linien für einen bestimmten Brennstoff und verschiedene Grade von Staubfeinheit und Turbulenz vom „Zündpunkt“ dieses Brennstoffs ausstrahlen; sie scheinen ferner einen Wendepunkt zu haben.

kühlte Brennräume (hohes H/I) haben daher höhere B_{\max} als wenig gekühlte, vorausgesetzt, daß in beiden Fällen etwa gleiche ϑ_m vorliegen. Daß man bei Dampfkesseln erst neuerdings zu relativ großen Kühlflächen übergang, lag jedoch nicht so sehr, wie zuweilen behauptet wird, an Unterschätzung der Strahlung, sondern an der Schwierigkeit, Q_e hinreichend zu steigern¹⁾.

Ein Blick auf G_2 zeigt ohne weiteres:

III. Den überhaupt möglichen Höchstwert der Brennraumbelastung B_{\max} oder den kleinsten Brennraum I bei gegebenem k hat diejenige Feuerung, die bei der praktisch zulässigen höchsten Temperatur ϑ_m (siehe Satz IX) die praktisch erreichbare höchste Verbrennungsgeschwindigkeit besitzt.

Der Abstand zugehöriger Punkte V und G von Abszisse und Ordinate wird einmal mit zunehmendem H (von $V_2 G_2$ nach $V_1 G_1$) und andererseits mit sinkendem Q_e (von $V_2 G_2$ nach $V_0 G_0$) kleiner. Daraus folgt:

IV. Der Regelbereich nimmt mit wachsendem H und abnehmender Verbrennungsgeschwindigkeit ab. Langsam verbrennende Staubarten (z. B. koksartige Stäube) erfordern daher kleinere Kühlflächen als gasreiche Staubarten. Jedoch läßt sich auch links von den V -Punkten das Gleichgewicht zwischen Wärmeentwicklung und Wärmeabgabe aufrecht erhalten, wenn die Flamme in der Nähe des Brenners von heißen ff. Flächen umgeben ist. Je besser sich die Flamme in ihre Umgebung mit sinkender Staubmenge k zurückziehen kann, desto kleinere Teillasten lassen sich ohne Verlöschungsgefahr aufrecht erhalten (Abb. 16).

Aus $\sigma = \frac{S}{kH_u}$ folgt mit Hilfe von Gleichung (1) näherungsweise

$$\sigma \cong \left(1 - \frac{\lambda \cdot v_0 \cdot c_v \cdot m \cdot \vartheta_m}{H_u}\right) \cong \left(1 - \frac{\lambda}{1,06} \cdot \frac{\vartheta_m}{\vartheta_{in}}\right) \cong \left(1 - \frac{\lambda \cdot \vartheta_m}{2300}\right). \quad (3)$$

Daraus folgt:

V. Der Anteil σ der Brennraumwärme an dem Gesamtwärmeaufwand steigt unabhängig von B_{\max} mit sinkendem ϑ_m . Hohe σ -Werte setzen also nicht, wie zuweilen

¹⁾ Es ist nicht zutreffend, wenn in wärmetechnischen Aufsätzen immer wieder behauptet wird, daß die Praxis auf die Bedeutung der strahlenden Wärmeübertragung erst neuerdings aufmerksam geworden sei; bei Lokomotivkesseln war seit langem bekannt, daß zwischen 30 und 45 vH der Nutzwärme in der Feuerkiste durch Strahlung übertragen wird, also mehr als bei den meisten neueren ortsfesten Kesseln mit sog. Strahlungs-Brennräumen.

geglaubt wird, hohe B_{\max} voraus. B_{\max} hat vielmehr laut Abb. 14 mit sinkendem ϑ_m und daher steigendem σ fallende Tendenz.

Wird die Verbrennungsluft vorher erhitzt, so tritt in Gleichung (1) auf der linken Seite noch die in der Luft eingeführte fühlbare Wärme $k \cdot l \cdot c_{pm} \cdot \vartheta_l$ hinzu. Alsdann müssen, wenn k und ϑ_m unverändert bleiben sollen, S und damit H/I steigen. σ geht über in σ_{ie} .

$$\sigma_{ie} = \sigma + \frac{l \cdot c_{pm} \cdot \vartheta_l}{H_u}. \quad (4)$$

Daraus folgt unter Berücksichtigung von Abb. 14:

VI. Luftherhitzung gestattet bei unverändertem B_{\max} und ϑ_m Übergang zu größerem H/I ; gleichzeitig nimmt σ zu.

Wird der Luftüberschuß erhöht, so verschieben sich die Q_a -Linien unter steilerem Verlauf nach links. Gleichzeitig kann sich die Turbulenz erhöhen, so daß die Q_a -Linie sich nach oben verschiebt. Daraus folgt:

VII. Durch Erhöhung des Luftüberschusses können unzulässig hohe Flammentemperaturen verringert werden, wobei allerdings B_{\max} sinkt, sofern nicht gleichzeitig die Flammenturbulenz stark zunimmt.

Bei steigendem H/I und $\vartheta_m = \text{const}$ sinkt die mittlere Temperatur ϑ_F der feuerfesten Oberflächen; bei $\vartheta_F = \text{const}$ und steigendem H/I muß ϑ_m zunehmen. Wird ϑ_F an der oberen zulässigen Grenze gehalten, nämlich unter der Schlackenfließtemperatur der vorliegenden Kohle (S. 192), so folgt:

VIII. Die höchste zulässige Brennraumtemperatur ϑ_m steigt bei $\vartheta_F = \text{const}$ mit H/I und

IX. Die höchste zulässige Brennraumtemperatur ϑ_m steigt bei $H/I = \text{const}$ mit der Schlackenfließtemperatur ϑ_S .

Bei gleichen I , H und B haben Rost- und Gasfeuerungen wegen des geringeren Schwärzegrades ihrer Flammen und wegen der kleineren Strahlungswinkel zwischen Flamme und H geringere spez. Wärmeübergänge an H und niedrigere ϑ_R . Daraus folgt:

X. Gegenüber Rost- und Gasfeuerungen hat die Staubfeuerung höhere Wärmeübergänge an die der Strahlung ausgesetzten Flächen H , — ein Vorteil, der sich bei Dampfkesseln in höheren spez. Heizflächenbelastungen und bei Industrieöfen in höheren Herdbelastungen ausdrückt. Die höheren ϑ_R der Staubfeuerung können bei Industrieöfen der gleichmäßigeren Beheizung des Einsatzes wegen ein Vorteil, bei Dampfkesseln dagegen ein Nachteil sein, wenn

nicht H/I gegenüber Rost- oder Gasfeuerungen vergrößert wird.

3. Erhöhung der Brennraumbelastung B_{\max} . Nach Satz II, III und IX wird B_{\max} nach oben nicht etwa dadurch begrenzt, daß die Flächen H nicht genügend gesteigert werden können, sondern dadurch, daß die Verbrennungsgeschwindigkeit Q_e nicht beliebig erhöht werden kann, wenn nicht unzulässig hohe, die ff. Wände gefährdende Temperaturen auftreten sollen. Auch bei den neuesten Dampfkessel-Staubfeuerungen geht B_{\max} nur in Sonderfällen über 250000 kcal/m³·h, während bei Rostfeuerungen 350000—400000 kcal/m³·h erreicht werden. In der Ausdrucksweise von Abb. 14 ist die Verschiebung der Q_e -Linien nach oben eine der wichtigsten, wenn nicht die wichtigste Aufgabe der nächsten Zeit, und zwar

1. damit das Brennraumvolumen I verkleinert und damit die Feuerung verbilligt werden kann;

2. um auch bei kleineren ortsfesten Dampfkesseln den Kühlflächenbelag erhöhen und damit die Unterhaltungskosten für ff. Steine erniedrigen zu können;

3. um den Staubbetrieb auch Feuerungen anzupassen, die bei an sich kleinen Brennräumen I hohe B_{\max} erfordern (Kleinöfen der Eisenindustrie sowie Lokomotiv- und Schiffskessel);

4. um flüssigen, die ff. Wände gefährdenden Schlackenfall in der Weise zu vermindern, daß durch Vermehrung der Kühlflächen die Temperaturen erniedrigt werden, ohne daß gleichzeitig B_{\max} sinkt (s. Abb. 14, Übergang von G_2 zu G_3 , wenn es gelänge, Q_e so zu steigern, daß die Q_e''' -Linie erreicht würde).

Drei Mittel zur Hebung der Q_e -Linien wurden bereits erwähnt:

1. Die Wahl von Brennstoffen, deren chemischer Aufbau kleine Brennzeiten begünstigt, 2. hohe Mahlfeinheiten und 3. Lufterhitzung.

Weitere Mittel sind wie folgt:

1. Verkürzung der Zündstrecke. Die zur Zündung führende Wärmeaufnahme des eintretenden Staubstroms erfolgt durch Strahlung von den ff. heißen Oberflächen sowie durch Strahlung und Konvektion der Flamme. Hierbei werden vor allem die festen Teilchen erwärmt; von diesen nehmen die Gas- und Luftmengen ihrerseits Wärme durch Konvektion auf. Außerdem kann der Staubstrom noch durch Berührung mit erhitzter Luft erwärmt werden. Da die Staubwolke wegen der festen Teilchen und der bei einsetzender Zersetzung gebildeten stark absorbierenden Gase und Dämpfe nur geringe Strahlendurchlässigkeit besitzt, fängt die Reaktion an der Oberfläche an, so daß am Brennermund ein schwarzer Kegel zu erkennen ist. Er kann durch Vergrößerung der Oberfläche, also durch Verwendung eines flachen Brenner-

mundes sowie durch Unterteilung in mehrere Brenner verkürzt werden.

2. **Verbrennungsanlauf.** Die Wärmefaufnahme und Wärmefentwicklung in den zur Strömungsrichtung senkrechten Querschnitten des reagierenden Gemisches von Staub und Luft sowie ihrer Zersetzungs- und Verbrennungsprodukte verläuft nach Abb. 15. Der steile Anstieg oder Anlauf nach erfolgter Zündung ist der schnellen Verbrennung der hochwertigen gasförmigen Zersetzungsprodukte zu verdanken. Besteht zwischen ihrer Brennzeit und derjenigen der festen Zersetzungsprodukte ein großer Unterschied, wie z. B. bei den älteren gasarmen Steinkohlen, so ist dem Staub zunächst nur ein Teil der Luft beizugeben und der Rest als Sekundärluft jenseits der Kuppe zuzusetzen; die Verbrennung verläuft dann nach Linie A; würde die Gesamtluft gleich zu Beginn vorhanden sein, so würde der für die hochwertigen Gase nicht erforderliche Teil zunächst ein temperaturmindernder Ballast sein, der die Gasverbrennung verschleppt, ohne den noch nicht genügend reaktionsfähigen festen Bestandteilen zugute zu kommen, Linie B. Bei jüngeren gasreichen Kohlen ist die Unterteilung der Luftzufuhr weniger erforderlich, wenn sie nicht aus Gründen der Turbulenz erwünscht ist.

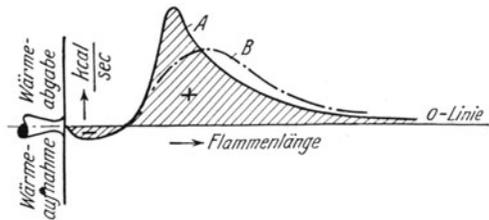


Abb. 15. Wärmefaufnahme und Wärmefabgabe des Kohlenstaubes im Lauf der Flamme.

Der Anlauf kann ferner durch erhitzte Luft und durch heiße Zündflächen gefördert werden, die gegen Abstrahlung durch Unterbringung in nischenartigen Vorbauten oder wie bei Abb. 16 geschützt sind.

3. **Turbulenz.** Um ein brennendes Kohlenstaubteilchen bildet sich bekanntlich eine Kohlensäurehülle, durch welche die Verbrennungsluft herangeholt werden muß. Da nun in erster Linie eine Oberflächen- und nicht eine Volumreaktion vorliegt, so genügt es nicht, sich auf die Diffusion zu verlassen; man muß vielmehr dafür sorgen, daß Turbulenz, d. h. eine relative Bewegung zwischen brennenden Staubteilchen und umgebender Atmosphäre zustande kommt. Diese Relativbewegung läßt sich auf verschiedene Weise erzeugen. Das bekannteste Mittel ist der Drall, bei welchem das Kohlenstaub-Gasgemisch in eine drehende Bewegung versetzt wird; hierbei werden die Kohlenstaubteilchen zum Teil an die äußere Oberfläche der Flammensäule geschleudert, wo sie frischer Luft teilhaftig werden. Ein weiteres Mittel ist die Zufuhr von Sekundärluft unter einem Winkel gegen den Flammenstrom. Geeignete Ausführungen dieser

Art werden im Abschnitt „Brenner“ behandelt werden. Schließlich läßt sich die Relativbewegung noch durch Pulsationen erhöhen.

Die förderliche Einwirkung der Pulsationen auf die Verbrennungsgeschwindigkeit ist bei Lokomotiven, bei denen Kohlenstaub oder Feinkohle in der Schwebelampe verbrannt wird, längst bekannt; der Auspuff erzeugt nämlich vor allem bei hohen Tourenzahlen intensive Pulsationen. Nachträglich hat Audibert¹⁾ auch bei seinen Kohlenstaub-Brennversuchen auf die Bedeutung der Pulsation hingewiesen. Ein amerikanischer Ingenieur²⁾ berichtet ferner, daß er durch Schallwellen die Verbrennung von Kohlenstaub beschleunigen konnte. Wenn diese Feststellung vielleicht nur Versuchswert hat, so scheint es doch erwägenswert, Pulsationen auf elektrischem Wege zu erzeugen, indem man die Flamme einem pulsierenden Wechselfeld aussetzt. Dieses könnte in einfacher Weise dadurch erzeugt werden, daß man um die Feuerung einen Kanal legt, in den man eine durch Ummantelung geschützte, an das Hochspannungsnetz angeschlossene Spule oder Schiene einbaut.

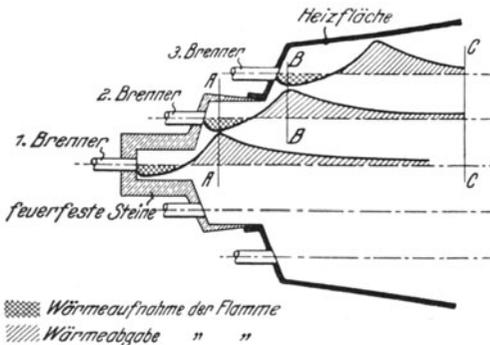


Abb. 16. Wärmeaustausch bei stufenförmiger Anordnung der Brenner nach D.R.P. 446 637 und 472 696.

verlöschen. Ebenso verbrennen die von der Kreissäge der Walzwerke abgeschleuderten feinen Eisenteilchen unter starker Lichtentfaltung im freien Fluge vollständig aus. Das gleiche lehrt folgende Beobachtung: Wenn man bei einem staubgefeuerten Schrägrohrkessel, der sich außer Betrieb befindet, die auf dem oberen Rohrrücken angesammelte feine Flugasche abstreicht, so wird man beobachten, daß der herabrieselnde Staub nach Zurücklegung einer gewissen Fallstrecke zu zünden beginnt. Es entsteht eine lebhaft feuerfarbene, die unter der Wirkung des Auftriebs umkehrt und zwischen den Rohrreihen noch oben abzieht, wobei die einmal entzündeten Teilchen als helleuchtende Punkte vollständig auszubrennen scheinen. Damit wäre wohl bewiesen, daß sogar ein stark ausgegarter, dem Koks nahestehender Brennstoff in Staubform selbst zwischen kalten Heizflächen mit hoher Temperaturentfaltung verbrennen kann, wenn nur einmal ein genügender Temperaturanlauf in einer heißen Kammer genommen worden ist und den brennenden Teilchen genug Luft-Sauerstoff zuteil wird.

4. Richtige Anordnung von Heizflächen und Flammen zueinander. Abb. 15 läßt erkennen, daß die Verbrennung gegen Ende sehr schleppend verläuft. Messungen haben ergeben, daß über 70 vH

¹⁾ a. a. O.

²⁾ Power, 18. Jan. 1927, S. 107

Daß sogar ein reaktions-träger Brennstoff wie Halbkoks oder Koksstaub noch in kalter Umgebung brennen kann, wenn er nur durch Vorerhitzung auf eine hohe, genügend hoch über den V-Punkten liegende Temperatur gebracht worden ist, und wenn gleichzeitig für genügende Luftzufuhr gesorgt wird, kann man in einer Anzahl alltäglicher Fälle beobachten. So brennt z. B. der stark entgaste Flugkoks der Lokomotive in der kalten Luft im Fluge ruhig weiter, ohne zu

der Gesamtwärme in der ersten Hälfte der Flamme ausgelöst wird. Auf diese Weise erklären sich auch die verhältnismäßig hohen B_{\max} staubgefeuerter Lokomotiven. Würden die Siederohre, in denen sich die Verbrennung fortsetzt, mit in den Brennraum eingeschlossen, so ergäben sich sehr viel geringere B_{\max} -Werte. Häufig wird die Verbrennungsgeschwindigkeit im hinteren Teil der Flamme auch durch die Nähe der angestrahlten Heizflächen weiter verzögert, während die lebhaften Flammenzonen gegen Abstrahlung oft übermäßig geschützt sind. Auf diese Weise entstehen „kalte und heiße Stellen“, so daß die gleiche Feuerung an einer Stelle stark verschlackt, an der anderen dagegen schlechte Verbrennung mit Rauchbildung und Koksstaubablagerungen aufweist. Man kann dem dadurch abhelfen, daß man die angestrahlten Flächen Abb. 15 entsprechend anzuordnen sucht und vor allem zu starken Wärmeentzug gegen das Flammenende verhindert.

Wirksamer wäre die Erhöhung der Turbulenz im Flammenende, etwa durch Luftstrahlen hoher Geschwindigkeit (Preßluft); sie können möglicherweise wie Rußbläser gleichzeitig zum Reinigen der Heizflächen dienen. Noch durchgreifender wäre die stufenweise Anordnung mehrerer Brenner (Abb. 16). Sie bewirkt, daß 1. in allen Brennraumquerschnitten etwa gleich hohe Verbrennungsgeschwindigkeiten herrschen; dadurch erhöht sich B_{\max} erheblich. 2. wird durch die Stufen die Turbulenz auf der ganzen Flammenstrecke erhöht; dadurch tritt eine weitere Erhöhung von B_{\max} ein. 3. wird die Regelbarkeit erhöht, so daß auch mit kleinsten Teillasten gefahren werden kann. 4. findet zwischen den Einzelflammen ein günstiger Wärmeaustausch statt, so daß ff. Oberflächen auf einen kleinen, als Zündkammer dienenden Teil des Brennraums beschränkt werden.

Die Brenner sind in ihrer Längsrichtung so gegeneinander versetzt, daß die stärkste Wärmeabgabe und Wärmeaufnahme benachbarter Brenner in gleiche Brennraumquerschnitte fallen. Es findet dann folgender Wärmeaustausch statt: Das durch den ersten Brenner in die Kammer eintretende Gemisch ist zunächst von feuerfesten Flächen umgeben, die ihrerseits durch Rückstrahlung der Kohlenstaubflamme erwärmt werden; die Zündung erfolgt daher in der üblichen Weise. Im Querschnitt *AA* hat die Flamme 1 ihre höchste Wärmeentfaltung; diese wird mit dazu benutzt, das kalt eintretende Gemisch der Brenner 2 zu entzünden, so daß es auf besondere feuerfeste Zündflächen gar nicht oder nur in geringem Maße angewiesen ist. Gleichzeitig wirkt der Staub der Brenner 2 als eine Art Wärmeschirm, der wegen seines hohen Schwärzegrades nur einen Teil der strahlenden Wärme der Flamme 1 zu den Heizflächen gelangen läßt und den Rest für sich benutzt. Der gleiche Wärmeaustausch findet zwischen den Flammen 2 und 3 statt, während gleichzeitig das in seiner Verbrennungsgeschwindigkeit bereits nachlassende Ende der Flamme 1 im Querschnitt *B-B* durch Abstrahlung der Flamme 2 unterstützt wird. Bei *C-C* liegt bereits ein so großes Flammenvolumen vor, daß die Gefahr des Verlöschens nicht mehr groß ist. Der Stufenbrenner gäbe also ein Mittel an die Hand, mit einer kleinen und daher billigen, heißen Vor-kammer auszukommen und auf feuerfeste Steine weitgehend zu verzichten.

Die Stufung kommt vor allem für eine Anzahl Industrieöfen sowie für große Dampfkessel mit schmalen hohen Brennräumen in Frage.

II. Die Aufbereitung des Kohlenstaubes.

a) Allgemeine Gliederung.

Die Aufbereitung von Kohlenstaub zerfällt im wesentlichen in die folgenden 5 Vorgänge: Vorbrechen und Klassieren — Bunkerung der Rohkohle — Trocknung — Mahlung — Bunkerung und Förderung des Staubes.

Der Zusammenhang zwischen diesen einzelnen Vorgängen ist dem Stammbaum (Abb. 17) zu entnehmen; er gibt die gebräuchlichsten Schaltungen wieder.

Man unterscheidet dabei das direkte und das indirekte Aufbereitungsverfahren. Beim direkten Verfahren fallen Trockner sowie Staub- und Zwischenbunker fort, so daß das Gut in ununterbrochenem Fluß vom Rohbunker durch die Mühle zur Feuerung geht. Die Staubbförderung erfolgt dabei in der Regel pneumatisch. Beim indirekten Verfahren werden Trockner, Mühle, Staubbförderung und Feuerung durch zwischengeschaltete Speicher zu selbständigen, voneinander ziemlich unabhängigen Gliedern.

b) Vorbrechen und Klassieren.

1. Zum Vorbrechen der Stückkohle wird geschritten, um die Trocknung zu erleichtern und die Speisung der Mühlen regelmäßiger zu gestalten. Außerdem kann die Vorzerkleinerung erforderlich werden, wenn grobstückig angelieferte Kohle auf pneumatischem Wege gebunkert werden soll.

Bis auf welche Körnung vorzubrechen ist, richtet sich nach den jeweiligen Verhältnissen. Ist die Kohle zu trocknen, so muß die Körnung um so kleiner sein, je schwerer die Kohle ihre Feuchtigkeit abgibt; allerdings darf dabei nicht so weit gegangen werden, daß der Staubanfall im Trockner ein lästiges Maß erreicht. Es ist daher bei jüngeren Steinkohlen, die sich der Auftrocknung der im Innern des Kornes steckenden Feuchtigkeit hartnäckig widersetzen, häufig besser, sich mit einer nicht zu feinen Körnung zu begnügen und die im Trockner nicht erfaßte Feuchtigkeit später bei der sogenannten Mahltrocknung auszutreiben¹⁾; kommt man ohne Trocknung aus, so ist ein Brechwerk in der Regel erst gerechtfertigt, wenn der größere Teil der Kohlenstücke 30—60 mm

¹⁾ Siehe Seite 86.

überschreitet. Bei pneumatischer Bunkerung soll die größte Korndimension je nach der Anlage und der Kohlenart nicht mehr als 20 bis 60 mm betragen.

Das Brechwerk kann auf der Zeche oder der Aufbereitungsanlage aufgestellt werden. Zu seiner Speisung dienen Schwingschurren oder auch Schwing- oder Rollensiebe, welche gleichzeitig das mit angelieferte Feingut vor dem Brecher abscheiden und diesen damit entlasten.

Zum Brechen dienen Walzenbrecher oder Hammerbrecher. Die ersten zerfallen wieder in Einfach- und Mehrfachwalzenbrecher. Für Braunkohlen genügen Einfachwalzenbrecher mit glatten, gezahnten oder geriefelten Walzen aus

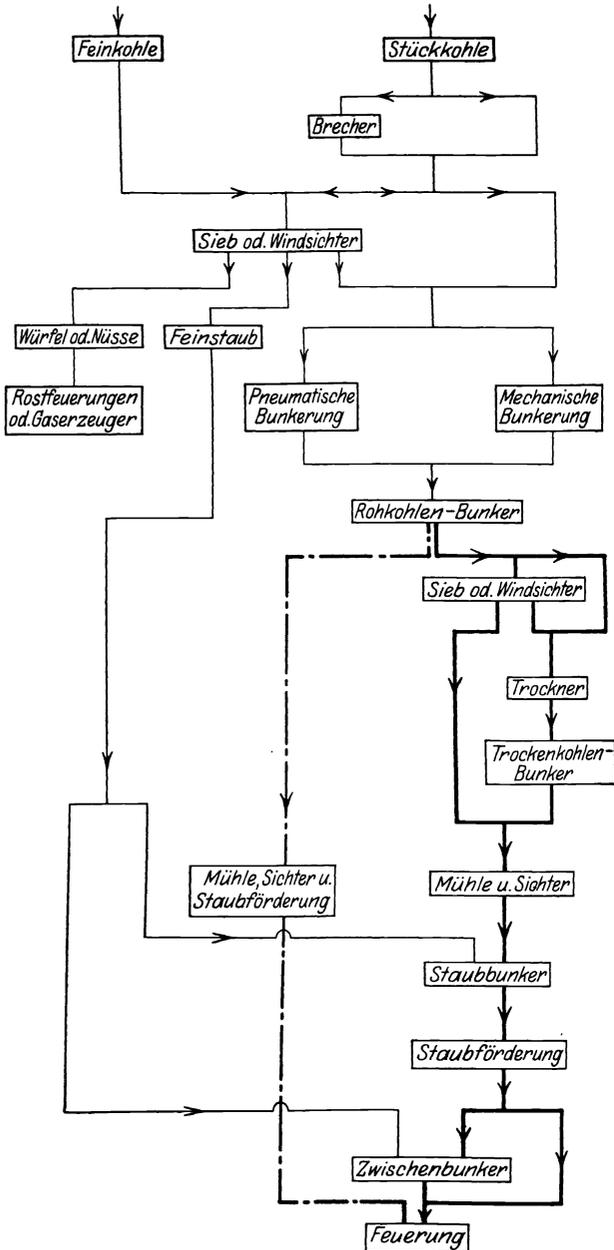


Abb. 17. Allgemeiner Stammbaum der Kohlenstaubaufbereitung.
 ————— Indirektes Aufbereitungsverfahren.
 - - - - - Direktes Aufbereitungsverfahren.

Stahl- oder Hartguß. Bei harten Steinkohlen mit Stücken von 80 bis 100 mm und mehr sind häufig Doppelwalzenbrecher zu wählen (Abb. 18)¹⁾, die je ein Paar gezahnte und glatte Walzen haben und Stücke bis zu 300 mm verarbeiten können. Walzenbrecher liefern ein gleichmäßigeres Erzeugnis als andere Brecher, sind von der Kohlenfeuchtigkeit unabhängig und zerkleinern in der Regel auf 10—20 mm (Zahlentafel 4); bei Glattwalzen lassen sich Körner von 2 mm erzielen.

Zahlentafel 4.

Einfachwalzenbrecher der Maschinenbauanstalt C. Mehler in Aachen.

Leistung in t/h	Platzbedarf in m ²	Walzen- durch- messer in mm	Umdre- hungen je min	Gewicht in t	Kraftbedarf in kW
1 — 2	1,2×1,8	450	120	3,8	3,5— 6
2 — 4	1,5×2,2	600	120	5,7	6 — 7,5
3,5— 7	1,8×2,8	750	100	7,1	7,5—11
7 —15	2,5×3,5	1000	80	12,0—12,5	11 —15

Hammerbrecher (Abb. 19) finden neuerdings in Amerika Verwendung. Sie sind im Gegensatz zu den Walzenbrechern Schnellläufer.

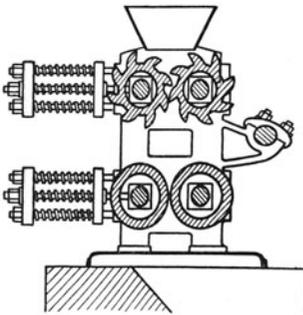


Abb. 18. Doppelwalzenbrecher.

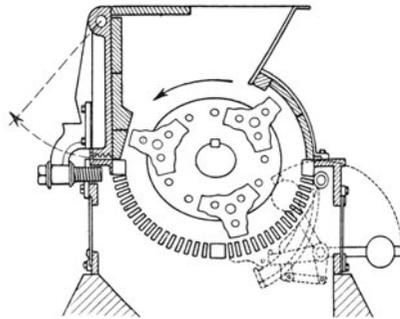


Abb. 19. Jeffrey-Hammerbrecher.

Auf eine in Ringschmierlagern laufende, mit Riemscheibe versehene Welle ist innerhalb eines zylindrischen Zerkleinerungsraums eine Stahlgußnabe aufgekeilt. An dieser ist fest oder pendelartig eine Anzahl aus Manganstahl hergestellter Schläger angebracht, welche die Kohle greifen, brechen und durch einen Rost hindurchschlagen. Abb. 19 zeigt auswechselbare feste Schläger mit je 6 Schlagflächen, von denen jeweils eine benutzt wird, bis sie verschlissen ist. Die wichtigsten Daten bei Zerkleinerung von Stückkohlen auf 6 mm gehen aus Zahlentafel 5 hervor. Stücke bis zu 250 mm werden so weit gebrochen, daß die größten Körner je nach der Spaltweite der Roste 20 bis 3 mm messen.

¹⁾ Mittag: Zeitschr. f. Dampfkessel u. Masch. betr., 1921, Nr. 17, S. 6.

Verschleiß sowie Staub- und Feinkohlenanfall sind größer als bei Walzenbrechern.

Zahlentafel 5. Hammerbrecher amerikanischer Herkunft.

Leistung in t/h	Platzbedarf in m	Umdrehungen in min	Gewicht in t	Kraftbedarf in kW
2	0,8×1,1	1200—1500	0,6—0,8	rd. 5
4—8	1,0×1,6	1200—1400	0,7—1,7	rd. 7,5—11
8—16	1,2×1,9	1000—1200	1,5—2,5	rd. 18—22
18—25	1,4×2,0	1000	1,9—3,0	rd. 25
45—60	1,4×2,4	1000	3,0—4,0	rd. 35—50

Wo zwecks guter Ausnützung der Trockner auf Gleichstückigkeit der vorgebrochenen Kohle gesehen werden muß, oder wo an sich schon mürbe Kohlen lästige Staubmengen im Trockner zu erzeugen drohen, wähle man Walzenbrecher. Zugunsten des Hammerbrechers können u. U. sein niedriges Gewicht und sein geringer Platzbedarf sprechen.

Außer den obigen Brechern wird in einigen amerikanischen Anlagen der in Kohlenwäschen verbreitete Bradford - Brecher benutzt. Er kommt wegen seiner Empfindlichkeit gegen Veränderungen in der Kohlenbeschaffenheit und wegen seines hohen Preises für deutsche Verhältnisse nicht in Betracht.

2. Die Klassierung auf der Zeche oder der Staubaufbereitungsanlage bezweckt die Trennung

von Stück- und Feingut, sei es, daß die vom Feinen befreite Stückkohle für andere Zwecke (Rostfeuerungen und Gaserzeuger) benutzt werden soll, oder daß Stück- und Feingut getrennt für sich zu Staub verarbeitet werden sollen. Dies kann erwünscht sein 1. wegen des meist höheren Aschgehaltes der Feinkohle; die getrennte Verarbeitung liefert dann eine aschearme, etwa für Industrief Feuerungen geeignete und eine aschereiche Sorte für Kesselfeuerungen. 2. ist der Feinstaub häufig

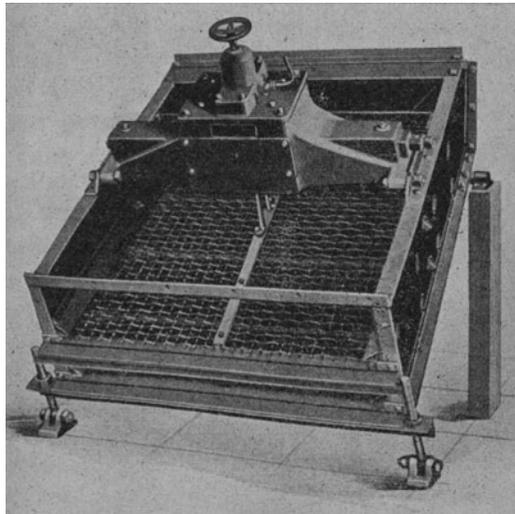


Abb. 20. Zittersieb der W. S. Tyler Co. in Cleveland, O.

von Haus aus schon so trocken, daß er nicht wie die Stückkohle durch den Trockner zu gehen braucht; auf diese Weise wird der Trockner und vor allem die nachgeschaltete Brüdentstaubung wesentlich entlastet. Manchmal lohnt es sich auch, den feinsten, bereits brennfähigen Staub aus der Feinkohle abzuscheiden und unmittelbar zu den Staubbunkern oder den Feuerstellen zu befördern. Sind Fein- und Stückkohle im Anlieferungszustand in sich bereits ziemlich gleichstückig, so ist die Vorklassierung überflüssig.

Zur Trennung von Fein- und Grobgut dienen die auf Kohlenwäschen üblichen Siebe und Windsichter; es braucht daher hier nicht näher auf sie eingegangen zu werden.

Beachtung verdienen die neuerdings in amerikanischen Kohlen- und Erzwäschen verwendeten Zittersiebe nach Tyler (Abb. 20). Die von einem Elektromagneten mit 15 Perioden/sek auf das Sieb übertragene Zitterbewegung mit einstellbarer Amplitude hat erstens zur Folge, daß die Siebleistung gegenüber den altbekannten Schüttelsieben bedeutend gesteigert wird und daß zweitens auch noch ziemlich feuchte Kohlen verarbeitet werden können. Die Zitterbewegung der Siebe läßt sich natürlich auch mit mechanischen Mitteln erzeugen.

Die Siebfläche einer Einheit beträgt etwa 2,5 m²; Betriebszahlen gehen aus Zahlentafel 6 hervor.

Zahlentafel 6. Betriebszahlen über Zittersiebe¹⁾.

Aufgegebener Brennstoff	Maschenweite in mm	Aufgabe in t/m ² Siebfläche x h	Siebdurchgang	
			Menge	Feuchtigkeit vH
unklassierte Förderkohle	4,8	30	—	—
Anthrazitfeinkohle	3	6	—	—
Förderkohle 0—20 mm	6	10	59	6,1
Koksklein 0—40 mm	6	21	14,5	11,1

Für die Gewinnung von Feinstaub kommen neuerdings auch die auf amerikanischen und englischen Trockenwäschen eingebauten „Luft-herde“ in Betracht²⁾. Sie dienen an sich der Trennung körnigen Materials nach dem Aschegehalt, liefern aber als Nebenerzeugnis feinen Staub, der in Staubabscheidern oder Filtern³⁾ von seiner Trägerluft getrennt wird.

c) Bunkerung der Rohkohle.

Durch die Bunkerung der Rohkohle soll ein Aufnahmespeicher zwischen der meist periodischen Anlieferung und der kontinuierlich

¹⁾ Bulletin 234 des Bureau of Mines, S. 132.

²⁾ Bleibtreu, H.: Bericht Nr. 73 des Hochofenausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute, S. 7. Winkhaus: Glückauf 64 (1928), Nr. 1, S. 1. C. W. Holmes, „Coal Age“, 10. März 1927.

³⁾ Siehe S. 160f.

arbeitenden Aufbereitungsanlage geschaffen werden. Man bedient sich dabei mechanischer oder pneumatischer Fördermittel. Die ersten wiegen vor. Die pneumatische Förderung kommt in Frage:

1. wenn im Falle von Feinkohle die Entfernung zwischen Zeche und Aufbereitungsanlage gering ist;
2. wenn die Bunker für mechanische Fördermittel schlecht zugänglich sind;
3. wenn Feinkohle in Waggonen angeliefert wird und sich die mecha-

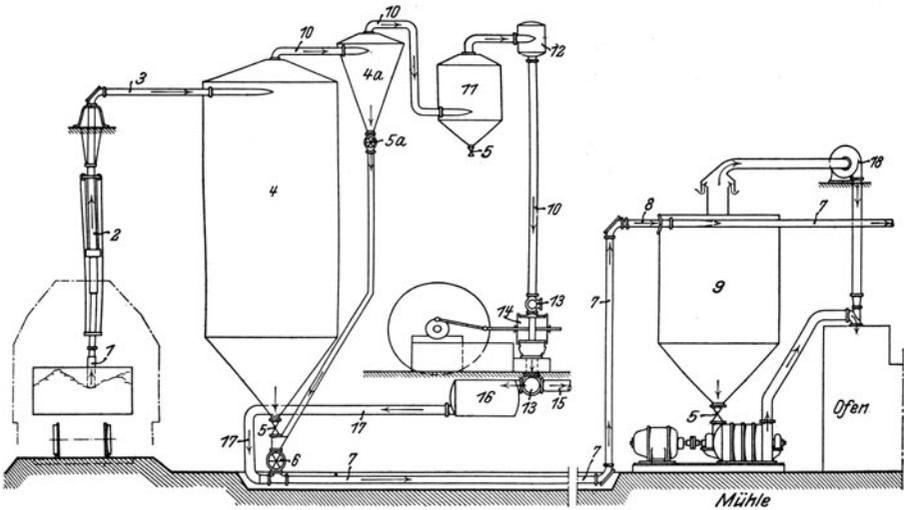


Abb. 21. Bunkerung und Förderung von Feinkohle und Kohlenstaub nach dem pneumatischen Verfahren; Ausführung der Maschinenfabrik Hartmann, Offenbach a. M.
 1 Saugrüssel, 2 Teleskoprohr, 3 Förderleitung für Saugluft, 4 Einsaugbehälter, 4a Trockenstaubabscheider, 5 Absperrschieber, 5a Zellenrad, 6 Zellenrad, 7 Förderleitung für Druckluft, 8 Umstellhahn, 9 Mühlenbunker, 10 Luftleitung für Saugluft, 11 Naßfilter, 12 Wasserabscheider, 13 Dreiweghahn für Luft, 14 Luftpumpe, 15 Auspuffleitung, 16 Windkessel, 17 Luftleitung für Druckluft, 18 Ventilator für Sekundärluft.

nische Entleerung wegen der unvermeidlichen Staubentwicklung verboten.

Zu den mechanischen Fördermitteln gehören vor allem die bekannten Förderbänder und Becherwerke.

Die pneumatische Bunkerung, die als reine Saug- oder als Saug- und Druckförderung ausgeführt werden kann, ist dem linken Teil der Abb. 21 zu entnehmen. Durch geeignete Bemessung der Behälter 4 und 4a oder durch Zwischenschaltung eines weiteren Behälters läßt sich die Kohle noch nachträglich klassieren. An Stelle der Kolbenpumpe kann auch ein rotierendes Gebläse treten. Die Förderstrecke kann in der Senkrechten 30 m und mehr, in der Wagerechten bis zu 350 m betragen. Vorteile des Verfahrens sind neben seiner staubfreien Betriebsweise

große Leistungen (bis zu 25—30 t je h und Saugrüssel) und Ersparnis an Arbeitskräften beim Zuschaufeln; seine Nachteile sind höherer Kraftverbrauch als bei mechanischer Förderung (1,5—5 kWh/t; häufiger Wert 2,5 kWh/t) und Empfindlichkeit gegen feuchtes Gut. Braunkohle läßt sich daher nur in getrocknetem Zustand fördern; bei Steinkohle gilt als obere Grenze etwa 8—10 vH Feuchtigkeit. Die günstigste Körnung beträgt 0—10 bis 0—20 mm, bei Braunkohle auch mehr¹⁾.

d) Trocknung.

1. Trocknungsarten. Unter „Trocknung“ der Kohle sei die Verminderung ihres Wassergehaltes auf einen Betrag verstanden, der zur Vermahlung und zur Förderung des Staubes nötig ist. Dieser Betrag hängt von der Kohlenart sowie den Mahl- und Fördermitteln ab; er liegt bei Steinkohlen zwischen $\frac{1}{2}$ und 8 vH, bei Braunkohlen zwischen 10 und 20 vH Wassergehalt²⁾. Bezeichnet G_1 die Rohkohle in kg/h, G_2 die getrocknete Kohle in kg/h, f_1 den Wassergehalt der Rohkohle in vH, f_2 den Wassergehalt der getrockneten Kohle in vH, D die ausgetriebene Wassermenge in kg/h, so ist

$$\frac{G_1}{G_2} = \frac{100 - f_2}{100 - f_1}; \quad (1)$$

$$D = G_1 \left(1 - \frac{100 - f_1}{100 - f_2} \right) = G_2 \left(\frac{100 - f_2}{100 - f_1} - 1 \right). \quad (2)$$

Beim Trocknen muß das auszutreibende Wasser zunächst durch Wärmezufuhr in Dampf verwandelt und dieser dann von einem Gas aufgenommen und abgeführt werden. Menge und Temperatur von Luft oder Gas müssen so bemessen sein, daß die aufgenommene Feuchtigkeit im Trockner als Dampf erhalten bleibt.

Je nach Art der Wärmezufuhr lassen sich in der Kohlenstaubpraxis grundsätzlich zwei Fälle unterscheiden:

Fall A: Die Wärme wird vor dem Trockenraum an die Luft übertragen und von dieser im Trockner zum Teil an die Kohle weitergegeben (direkte Trocknung). Luft und Kohle können im Gleich- oder Gegenstrom (z. B. im Trommeltrockner) oder im Querstrom (z. B. beim Woodtrockner³⁾) aneinander vorbeistreichen.

Die warme Luft kann auch unter Vermeidung eines eigentlichen Trockners erst in der Mühle mit der Kohle zusammentreffen (Mahltrocknung, z. B. bei der Vamico- und Raymondmühle⁴⁾).

In allen diesen Fällen können an Stelle der Luft auch Feuer- oder Abgase treten.

¹⁾ Nach Angaben der Maschinenfabrik Hartmann, Offenbach a. M.

²⁾ Siehe Seite 13.

³⁾ Siehe Seite 78.

⁴⁾ Siehe Seite 87.

Fall B: Die Wärme wird von Feuergasen, Abgasen oder Dampf durch Heizflächen zunächst auf das Trockengut übertragen (indirekte Trocknung). Die das Wasser aufnehmende Luft erwärmt sich an Trockengut und Heizflächen (z. B. bei gewissen Trommeltrocknern sowie den meisten Dampftrocknern).

Ein Teil der Luft kann mit der warmen Kohle auch erst hinter dem eigentlichen Trockner, z. B. in Förderschnecken oder in der Mühle, zusammentreffen, wobei die Kohle gleichzeitig gekühlt wird¹⁾.

Alle in der Kohlenstaubpraxis verwendeten Trocknungsverfahren lassen sich Fall A oder B oder beiden zuordnen und mit Hilfe der im folgenden entwickelten Formeln und Schaubilder wärmemäßig erfassen.

Eine Anzahl von Bauarten, vor allem Trommeltrockner älterer Bauweise, arbeiten gleichzeitig nach Fall A und B.

2. Der verlustlose Trockner. Der zur Trocknung von 1 kg Wasser erforderliche Wärmebedarf dient zur Verdampfung des Wassers und zur Erwärmung der den Dampf aufnehmenden Luft. An Stelle der Luft kann, vor allem bei Fall A, auch ein anderes Gas (Feuergase) treten. Im folgenden sei kurzerhand von „Luft“ gesprochen.

Es sei:

i''	= der Wärmehalt von gesättigtem Wasserdampf bei t_0^0	WE/kg
t_g	= die Temperatur des Trockengutes bei Eintritt in den Trockner . . .	°C
t_0	= die Temperatur der Luft vor ihrer Erwärmung	°C
t_1	= die Temperatur der Heißluft bei Eintritt in den Trockner bei Trocknung nach Fall A	°C
t_2	= die Temperatur der den Trockner verlassenden Abluft (Abgase, Wrasen)	°C
l	= die zur Auftrocknung von 1 kg Wasser erforderliche Trockenluft. . .	kg/kg
w_0	= der Wassergehalt der Luft vor Eintritt in den Trockner, bezogen auf 1 kg Trockenluft	kg/kg
w_2	= der Wassergehalt der Abgase, bezogen auf 1 kg Trockenluft . . .	kg/kg
φ_0	= die Dunstsättigung oder relative Feuchtigkeit der Luft vor dem Eintritt in den Trockner	
φ_2	= die Dunstsättigung oder relative Feuchtigkeit der Abgase	
γ_0 und γ_2	= das spezifische Gewicht gesättigten Wasserdampfes bei t_0 bzw. t_2	kg/m ³
p_0 und p_2	= der Teildruck des gesättigten Wasserdampfes bei t_0 bzw. t_2 mm Q.-S.	
b	= Gesamtdruck der feuchten Luft	mm Q.-S.

Die zur Verdampfung von 1 kg Wasser erforderliche Wärme ist:

$$i'' - t_g = 596 + 0,44 t_2 - t_g \text{ (WE/kg)}. \quad (3)$$

Da
$$l = \frac{1}{w_2 - w_0} \text{ kg/kg} \quad (4)$$

und die spez. Wärme der eingeführten Luft $c_p = 0,24 + 0,475 w_0$,

¹⁾ Siehe Seite 85.

so sind zur Erwärmung der Luftmenge je kg Wasser erforderlich

$$(0,24 + 0,475 \cdot w_0) \frac{t_2 - t_0}{w_2 - w_0} \text{ (WE/kg)}. \quad (5)$$

Der Wärmeverbrauch des verlustlosen Trockners je kg Wasser ist daher:

$$q = 596 + 0,44 t_2 - t_0 + (0,24 + 0,475 w_0) \frac{t_2 - t_0}{w_2 - w_0} \text{ (WE/kg)}. \quad (6)$$

Wenn die Sättigung oder relative Feuchtigkeit gegeben ist, so berechnet sich der Wassergehalt aus der Formel

$$w_0 = \frac{(273 + t_0) \varphi_0 \cdot \gamma_0}{0,465 (b - \varphi_0 \cdot p_0)} \text{ (kg/kg)}, \quad (7)$$

$$w_2 = \frac{(273 + t_2) \varphi_2 \cdot \gamma_2}{0,465 (b - \varphi_2 \cdot p_2)} \text{ (kg/kg)}. \quad (8)$$

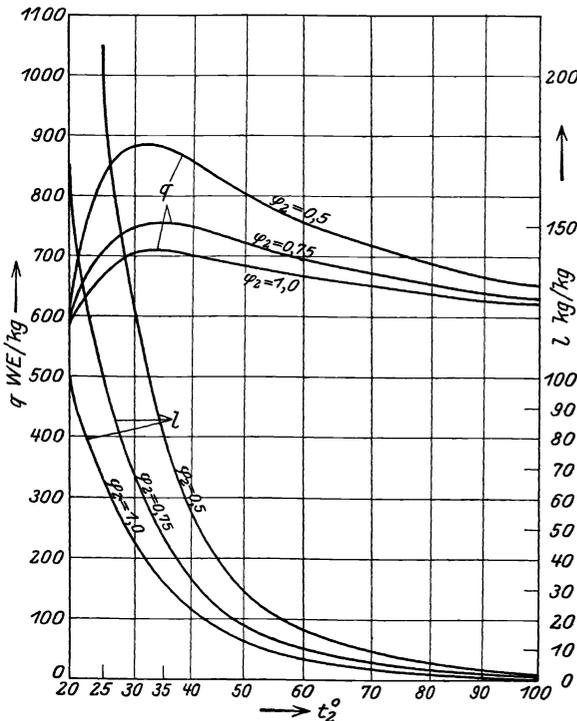


Abb. 22. Verlauf von q und l für verschiedene relative Feuchtigkeit φ_2 der Abluft bei $w_0 = 0,005$ und $t_g = t_0 = 20^\circ$.

Die mit Hilfe der Gleichungen (3) — (7) gefundenen Werte für l und q sind einmal in Abb. 22 für $w_0 = 0,005$ kg/kg, $t_g = t_0 = 20^\circ$ und drei verschiedene Sättigungen φ_2 der Abluft und ferner in Abb. 23 für $\varphi_2 = 0,75$, $t_g = t_0 = 20^\circ$ und drei verschiedene Feuchtigkeitsgehalte w_0 der Frischluft über der Ablufttemperatur t_2 dargestellt.

Die Kurven zeigen folgendes: 1. Mit abnehmender relativer Feuchtigkeit φ_2 der Abluft steigen Luft- und Wärmeverbrauch l und q vor allem im Gebiet niedriger Ablufttemperaturen t_2

(Abb. 22) Es sind daher möglichst hohe Sättigungen der Abluft anzustreben. Da der Wärmeverbrauch ferner mit ab-

nehmendem t_0 steigt, so ist die Trocknerheizung für das kälteste Wetter sowie die niedrigsten zu erwartenden Werte t_2 und q_2 zu berechnen.

2. Mit zunehmendem Wassergehalt der Frischluft w_0 steigen Luft- und Wärmeaufwand l und q vor allem im Gebiet niedriger Ablufttemperaturen t_2 (Abb. 23). Die Ventilation der Trockner ist daher für das schwülste Sommerwetter zu berechnen.

Die Kurven der Abb. 22 und 23 lassen sich für beliebige Anfangs- und Endzustände der Trockenluft nach einem von Merkel in der Z. V. D. I., Bd. 67, No. 4 und 5 angegebenen zeichnerischen Verfahren leicht auftragen.

Die Kurven der Abb. 22—24 gelten, streng genommen, nur für Luft; da jedoch die spezifischen Wärmen für Luft einerseits und CO , CO_2 , O_2 und N_2 andererseits nur wenig voneinander abweichen, können die Abbildungen auch für Feuer- und Abgase ohne große Fehler benutzt werden, wobei die l -Kurven auf trockenes Gas zu beziehen sind.

3. Einfluß des Trockngutes. Zum Wärmeaufwand q des verlustlosen Trockners treten noch die Beträge zur Deckung der in der getrockneten Kohle abgeführten fühlbaren Wärme q_K , des Strahlungs- und Leitungsverlustes q_S , der vom Ventilator geleisteten Arbeit q_V und der hinter indirekt geheizten Trocknern (Fall B) in den Heizgasen noch erhaltenen fühlbaren Wärme q_A (bei Fall A ist die Abwärme der Abluft bereits in q enthalten); der gesamte Wärmeaufwand je kg aufgetrocknetes Wasser ist daher

$$Q = q + q_K + q_S + q_V + q_A \text{ (WE/kg)}. \quad (9)$$

Während q_S , q_V und q_A vor allem von der Trocknerbauart abhängen, wird q_K wesentlich durch die Art der Kohle beeinflusst. Zur Klärung der

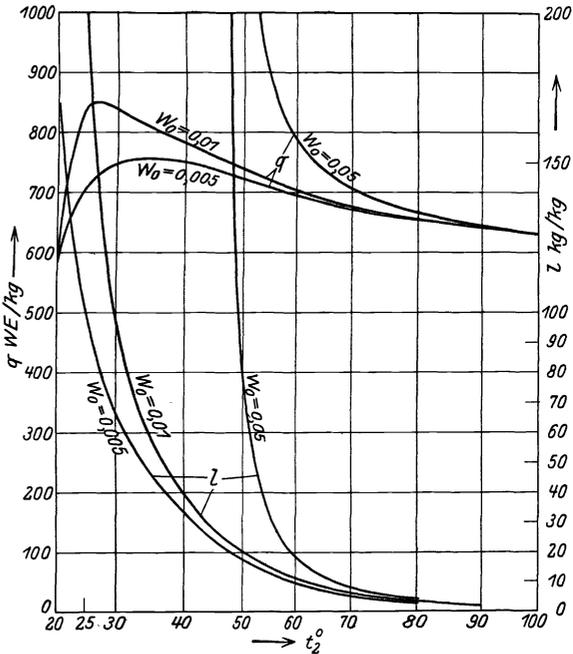


Abb. 23. Verlauf von q und l für verschiedene Feuchtigkeiten w_0 der Frischluft bei $\varphi_2 = 0,75$ und $t_0 = 20^\circ$.

grundlegenden Verhältnisse wurde daher der Betrag $(q + q_K)$ in Abb. 24 bei $t_0 = 20^\circ$, $\varphi_2 = 0,5$ und $b = 760$ mm Q.-S. durch vier verschiedene Kurven dargestellt; bei Kurve I beträgt die Feuchtigkeitsverminderung 1 vH, bei II 2 vH und bei III 5 vH des Naßkohlegewichtes, während bei IV eine Trocknung von 60 auf 15 vH Wassergehalt vorliegt. Kurve I könnte also auf eine anthrazitische, II eine gute Ruhr-

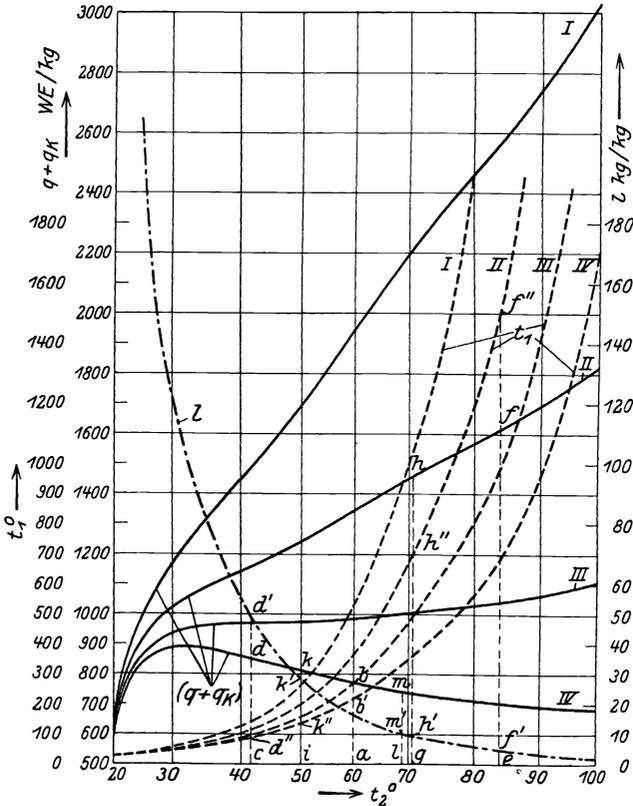


Abb. 24. Wärmeaufwand $(q + q_K)$ und Anfangstemperaturen t_1 bei verschiedenen Kohlenarten bei $t_0 = 20^\circ$, $\varphi_2 = 0,5$ und $b = 760$ mm Q.-S.

kohle, III eine jüngere Steinkohle und IV auf Braunkohlen bezogen werden. Die l -Kurve ist Abb. 22 für $\varphi_2 = 0,5$ entnommen.

Zur Berechnung von q_K wurde angenommen, daß Abluft und Kohle den Trockner mit der gleichen Temperatur t_2 verlassen; in Wirklichkeit liegt allerdings die Kohlentemperatur je nach Art des Trockners und der Kohle sowie der Trocknerbelastung bald über, bald unter t_2 . Die den Wärmeübergang und die Verdunstung beeinflussenden Wechselbeziehungen zwischen Trockengut, Dampf und Luft oder Gas zu unter-

suchen, wäre eine dankbare Aufgabe der technischen Forschung. Die an sich nicht ganz richtige Annahme völligen Temperatenausgleiches zwischen Trockengut und Abluft soll im folgenden lediglich dazu dienen, den Einfluß der Kohlenart auf den Wärmeverbrauch annähernd klarzustellen.

Die zugehörigen Anfangstemperaturen t_1 der Luft (Feuergase) errechnen sich unter Vernachlässigung des Strahlungsverlustes zu

$$t_1 = \frac{q + q_K}{l \cdot c_p} + t_0. \quad (10)$$

Sie sind in Abb. 24 ebenfalls über t_2 für die vier Kohlenarten aufgetragen.

Aus Abb. 24 ist zunächst folgendes zu entnehmen:

1. Die Temperaturen t_1 und t_2 stehen in einer bestimmten Abhängigkeit zueinander. Mit zunehmender Feuchtigkeitsverminderung steigen bei gleichem t_1 die Ablufttemperaturen t_2 .

2. Bei geringer Feuchtigkeitsverminderung, d. h. bei an sich schon ziemlich trockenen Kohlen (*I* und *II*) nimmt der Wärmeaufwand ($q + q_K$) mit zunehmendem t_1 oder t_2 stark zu. Andererseits nimmt mit abnehmendem t_2 die Luftmenge l und damit der Umfang der Anlage in unwirtschaftlicher Weise zu. Es ist daher von Fall zu Fall der günstigste Ausgleich zwischen Wärmeaufwand und Anlagekosten zu treffen.

Bei vermehrter Feuchtigkeitsverminderung (Kurve *III*) wachsen ($q + q_K$) mit t_2 nur noch langsam; bei Braunkohlen tritt sogar eine Senkung ein (Kurve *IV*).

Bei Steinkohlen ist es daher nur bedingt, bei feuchten Brennstoffen ist es dagegen unbedingt wirtschaftlich, mit möglichst hohen Anfangstemperaturen t_1 und hohen Ablufttemperaturen t_2 zu arbeiten.

4. Nachtrocknung durch Lüftung. Einen ganz anderen Verlauf nimmt der Wärmeaufwand, wenn die den Trockner verlassende Kohle nach Fall B nachgetrocknet wird, indem man sie mit einem Luftstrom von Außentemperatur in Berührung bringt. Hierbei dient ein Teil der fühlbaren Kohlenwärme zur Erwärmung der Luft und zur Verdampfung eines Teiles der noch vorhandenen Feuchtigkeit. Im ideellen Grenzfall ziehen Kohle- und Abluft mit $t_2 = t_0$ aus der Nachtrocknung ab. Nach Abb. 22 sind für $t_2 = t_0 = 20^\circ$ zur Verdampfung von 1 kg Wasser 585 WE erforderlich; da für jedes im eigentlichen Trockner verdampfte kg in die Kohle q_K WE übergehen so lassen sich noch $\frac{q_K}{585}$ kg nachverdampfen, oder im ganzen $1 + \frac{q_K}{585}$ kg auf-trocknen. Der Wärmeaufwand beläuft sich

daher in dem oben angenommenen, natürlich nicht erreichbaren Grenzfalle auf

$$q_N = \frac{q + q_K}{1 + \frac{q_K}{585}} \text{ Kcal/kg Wasser,} \quad (11)$$

so daß
$$Q = q_N + q_S + q_V + q_A. \quad (12)$$

In Abb. 25 sind die nach (10) errechneten q_N -Kurven für die vier Kohlenarten dargestellt. Die unverändert bleibenden t_1 - und l -Kurven

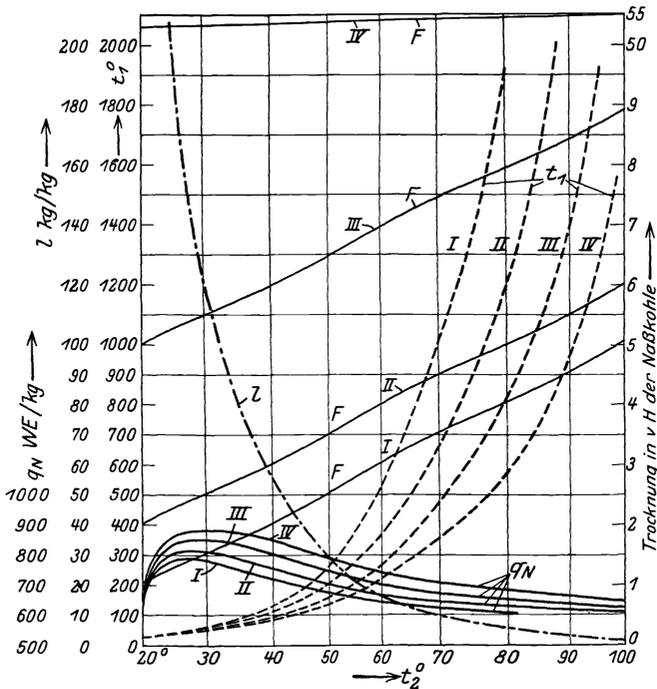


Abb. 25. Wärmeaufwand q_N bei Nachtrocknung durch Lüftung für verschiedene Kohlenarten bei $t_0 = 20^\circ$, $\varphi_2 = 0,5$ und $b = 760$ mm Q.-S.

wurden der Übersicht halber noch aus Abb. 24 übernommen. Kühlt man nicht bis auf t_0 herunter, sondern nur bis auf eine Temperatur zwischen t_2 und t_0 , so läßt sich der WE-Aufwand zur Nachtrocknung von 1 kg Wasser ohne weiteres über der betreffenden Temperatur auf Abb 22 abgreifen.

In Abb. 25 ist außerdem für den obigen Grenzfalle die Abnahme der Feuchtigkeit durch Nachtrocknung in kg/100 kg Naßkohle über der Temperatur t_2 des eigentlichen Trockners dargestellt (Kurven F).

Aus dem Verlauf der q_N und F -Kurven und einem Vergleich mit

Abb. 24 ist zu erkennen, daß der relative Gewinn durch Nachtrocknung um so größer wird, je trockner die Kohle an sich ist. Trotzdem ist bei von Haus aus schon ziemlich trockenen Kohlen die Nachtrocknung meist nicht gerechtfertigt, weil der absolute WE-Aufwand je t Kohle gering ist. Andererseits ist die Wirkung bei Braunkohlen nach den spärlichen bisher vorliegenden Ergebnissen größer, als man nach F, IV der Abb. 25 annehmen kann, weil vor allem bei den größeren Stücken (Knorpeln) ein Teil der im eigentlichen Trockner bereits in Dampf verwandelten Feuchtigkeit erst im Nachtrockner an die Oberfläche gelangen und von der Luft aufgenommen werden kann. Zweckmäßig dürfte die Nachtrocknung vor allem bei ziemlich feuchten Steinkohlen sein (junge Steinkohlen); dies gilt vor allem bei Trocknern, bei denen die relative Feuchtigkeit der Abluft niedrig ist und deren Wirkung mehr wärmend als auf-trocknend ist (siehe „stehende Trockner“ Seite 78); es leuchtet ohne weiteres ein, daß in solchen Fällen durch Nachtrocknung verhältnismäßig viel herausgeschlagen werden kann.

Wichtiger als die thermische ist im allgemeinen die betriebliche Bedeutung der Nachtrocknung. Sie entspricht den auf Seite 12 aufgestellten Forderungen und schützt daher vor allem Kohlen, deren Feuchtigkeitsgehalt nach dem Trocknen noch über dem hygroskopischen Punkt der kalten Kohle liegt, vor Selbstentzündung und vor Ansätzen und Brücken in den Bunkern und Fördervorrichtungen. In welcher Weise die Nachtrocknung praktisch durchgeführt wird, ist den Abschnitten 11. „Luftkühlung“ und 12. „Mahl-trocknung“ auf Seite 85 und 86 zu entnehmen.

5. Trocknen bei Unterdruck. Erniedrigt man den Druck im Trockner oder in der Mühle, so nimmt infolge wachsenden spezifischen Volumens der Luft der zur Auftrocknung von 1 kg Wasser erforderliche Luftbetrag l und damit der WE-Aufwand q ab. Wie aus Abb. 26 hervorgeht, ist jedoch die Verminderung der l - und q -Beträge selbst bei Drücken von 650 und 550 mm Q.-S., die in wirtschaftlicher Weise kaum noch aufrechtzuerhalten sein dürften, nur unbedeutend. Der relative Gewinn ist für q am größten im Bereiche niedriger t_2 , — also gerade da, wo es infolge meist reichlich zur Verfügung stehender Abhitze nicht wichtig ist, — und für l am größten bei hohen t_2 , — also da, wo die Ventilation an sich schon weder an Umfang noch Energieaufwand viel ausmacht. Zudem ist die Ventilatorarbeit trotz der verringerten l -Mengen bedeutend größer, als wenn die Trocknung in der Nähe des atmosphärischen Druckes stattfindet. Es ist daher falsch zu behaupten, daß das Trocknen unter Vakuum vorteilhaft sei. Vielmehr ist für die Trocknung, namentlich bei niedrigeren Temperaturen, die Luftmenge ausschlaggebend (Abb. 22 und 23). Je größer diese, desto besser die Trockenwirkung, desto größer aber wird auch der Unterdruck. Dieser ist also eine Be-

gleiterscheinung, nicht aber die Ursache guter Trockenwirkung, und sollte als unerwünschter Energieverzehrer tunlichst niedrig gehalten werden, indem den durch den Trockner oder die Mühle strömenden Luftmengen möglichst niedrige Widerstände geboten werden. In dieser Beziehung sind vor allem die offenen Windsichter (S. 104) verbesserungsbedürftig¹⁾.

6. Ausnutzung der fühlbaren Wärme der Abgase. Die Möglichkeit, die Abluft (Abgase) in wirtschaftlicher Weise elektrisch zu entstauben, legt den Gedanken nahe, ihre fühlbare Wärme in Austauschern (nach

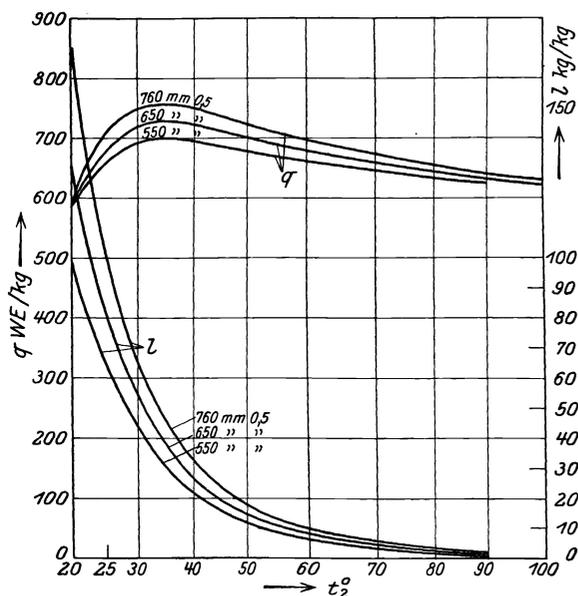


Abb. 26. Einfluß von Unterdruck im Trockner.

Ljungström oder Taschenluftheritzer) zur Vorwärmung der Heizgase oder der zu ihrer Erzeugung dienenden Verbrennungsluft zu benutzen; namentlich bei Heizgastrocknern mit hohem t_1 und t_2 kann ein derartiger Wärmeaustausch zur Vorwärmung der Verbrennungsluft vorteilhaft sein.

7. Thermische Beurteilung des Trockners. Bei den folgenden Ausführungen wird häufiger auf die Abb. 22 bis 26 hingewiesen; es sei jedoch bemerkt,

daß die Kurven bei anderen als den angenommenen Werten für w_0 , t_0 und φ_2 oder bei anderen Gasen als Luft geringe Verschiebungen erleiden, ohne ihren charakteristischen Verlauf zu ändern.

Aus dem Vorigen geht hervor, daß der Wärmehaufwand keinesfalls durch eine einfache Beziehungszahl ermittelt werden kann. Besonders sei auf den im technischen Schrifttum immer wiederkehrenden Fehler hingewiesen, als Wärmebedarf einfach den Wärmehalt i'' von gesättigtem Wasserdampf von 100° einzusetzen und den zur Lufterwärmung nötigen Betrag zu vernachlässigen. Auch die häufige Behauptung, der Wärmebedarf sei um so niedriger, je geringer die Abluft- oder Abgastemperatur ist, trifft, wenigstens in dieser allgemeinen Form, nicht zu.

¹⁾ Siehe Seite 107.

Bei guten Trocknern liegt der Wärmebedarf in der Nähe der $(q + q_K)$ -Kurven der Abb. 24 bzw. der q_N -Kurven der Abb. 25; der Wärmehaushalt ist um so geringer, je kälter die Kohle bei sonst gleichen Verhältnissen den Trockner verläßt; da sie, physikalisch betrachtet, die Temperatur des „feuchten Thermometers“ hat, läßt sich diese durch intensive Beseuchung des Trockengutes durch Luft oder Gas, geeignete Stückung und günstige Luft- oder Gasgeschwindigkeiten verringern.

Um der willkürlichen Definition des Begriffs „Wirkungsgrad des Trockners“ ein Ende zu machen, sei als zweckmäßigster Vergleichsmaßstab der Idealfall vorgeschlagen, in dem die gesamte Wärme q_{id} dazu dient, das aufzutrocknende Wasser in Dampf von Außentemperatur zu verwandeln¹⁾. Mit den obigen Bezeichnungen ist

$$q_{id} = 596 + 0,44 t_0 - t_g. \quad (13)$$

Das Verhältnis $\frac{q_{id}}{q}$ ist daher gleich dem thermischen Wirkungsgrad des verlustlosen Trockners.

$$\eta_{th} = \frac{q_{id}}{q}. \quad (14)$$

Ferner ist der thermische Wirkungsgrad des wirklichen Trockners mit Gl. (9)

$$\eta_{thw} = \frac{q_{id}}{Q}. \quad (15)$$

Für q_V ist zweckmäßig das der Ventilatorarbeit entsprechende Wärmeäquivalent 1 WE = 424 mkg einzusetzen, da die Güte der Kräftezeugung sehr unterschiedlich ist und mit der Trocknung an sich nichts zu tun hat.

In Übereinstimmung mit der bei Kraftmaschinen üblichen Bezeichnung sei als „Gütegrad“ des Trockners der Quotient $\frac{q}{Q}$ bezeichnet.

$$\eta_g = \frac{q}{Q}. \quad (16)$$

8. Trockner-Bauarten. Die meisten Kohlentrockner sind schräg-gelagerte, drehbare Trommeln, die mittels Rost-, Staub-, Gas- oder Ölfeuerungen oder auch mit Abgasen geheizt werden.

Gegenstrom-Trommeltrockner. Man wählte früher allgemein bei direkter Beheizung (Fall A²⁾) das Gegenstromverfahren. Weil die Feuergase aber bei ihrer ersten Berührung mit der bereits getrockneten warmen und daher mehr oder weniger entzündlichen Kohle eine bestimmte Temperatur nicht überschreiten, und vor allem keine

¹⁾ Merkel: Z. V. D. I. 67 (1923), Nr. 5, S. 107.

²⁾ Siehe Seite 62.

Funken enthalten dürfen, wird bei fast allen Gegenstromtrocknern eine vorherige Kühlung der Feuergase vorgesehen, indem diese zunächst einen Teil der Wärme durch die Trommelheizflächen an die feuchte Kohle abgeben (indirekte Beheizung, Fall B). Die Wärmeübertragung erfolgt daher in zwei Stufen. Die Anfangstemperatur t_1 beim Eintritt in den Trockner muß ferner um so niedriger liegen, je größer die

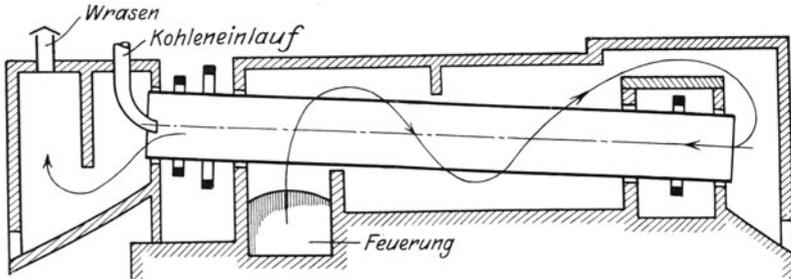


Abb. 27a. Gewöhnlicher Gegenstrom-Trommelrockner.

Schwankungen der Feuergastemperaturen sind. Man kann daher bei kontinuierlichen Trocknerfeuerungen (z. B. Kohlenstaub- oder Ölbetrieb) mit t_1 höher gehen, als wenn eine Handfeuerung mit den unvermeidlichen Temperaturschwankungen vorliegt.

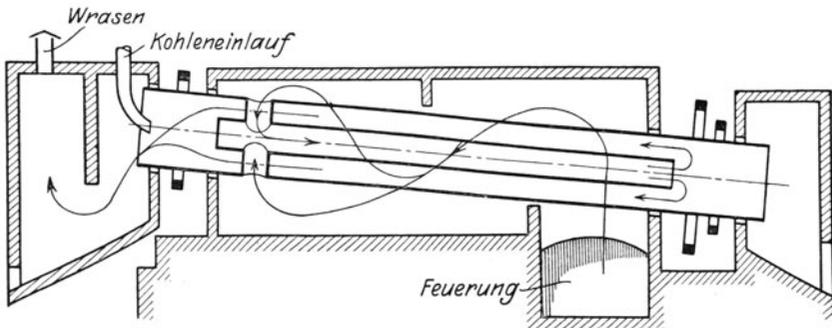


Abb. 27b. Gegenstromtrommelrockner mit Zentralrohr.

Ist t_1 gegeben, so lassen sich t_2 , q , q_K und l für bestimmte t_0 , w_0 und φ_2 aus Kurven nach Art der in Abb. 24 dargestellten leicht abgreifen, einerlei ob nur nach Fall A oder in zwei Stufen nach B und A getrocknet wird. Es ist nämlich gleichgültig, wie die Wärme in der ersten Stufe von den Feuergasen auf das Trockengut übertragen wird, solange diese in der zweiten Stufe die Kohlenfeuchtigkeit aufnehmen, also nach Fall A wirken.

Die wichtigsten Ausführungen, die alle zweistufig, also nach Fall B und A arbeiten, sind durch die Abb. 27a—27d schematisch dargestellt.

Bei Trockner nach Abb. 27a umspülen die Feuergase die Trommel zuerst von außen und durchziehen alsdann das Trommelinnere (siehe Zahlentafel 7).

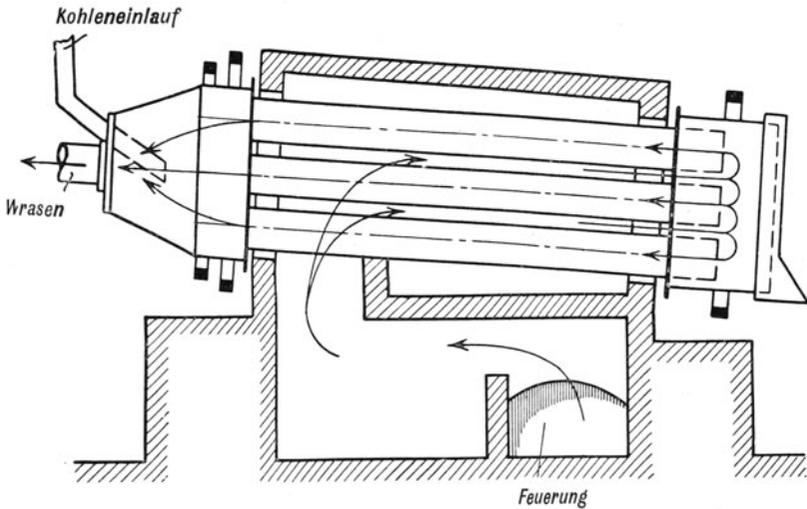


Abb. 27c. Gegenstromtrommeltrockner nach Grindie.

Bei gleicher Trommellänge nimmt die Heizfläche nur mit der Wurzel der Trocknerleistung zu, wenn diese proportional dem Trommelquerschnitt

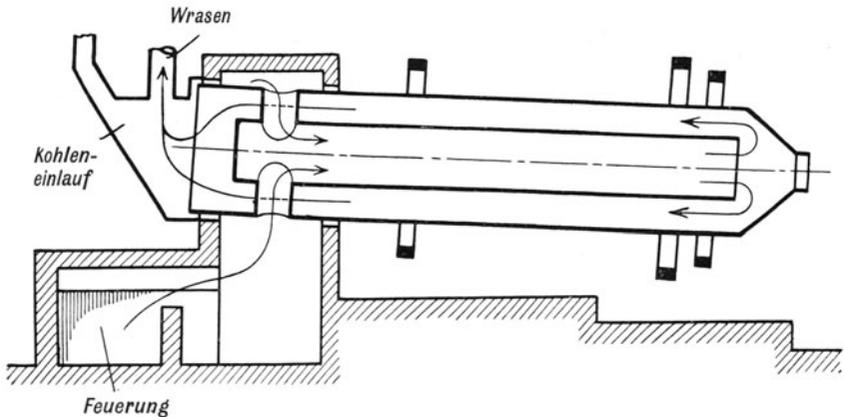


Abb. 27d. Gegenstromtrommeltrockner nach Christie und Ruggles-Coles.

schnitt angenommen wird. Um bei größeren Trocknern die nötige Heizfläche unterbringen zu können, ohne allzu lange Trommeln zu erhalten, kann ein Zentralrohr nach Abb. 27b eingebaut oder der Trommelquerschnitt in ein Rohrbündel nach Abb. 27c aufgelöst

werden. Es wäre jedoch verfehlt, bei vorhandenen Trommeln die Leistung durch Einbau eines Zentralrohres nachträglich erhöhen zu wollen, da sowohl Querschnittsverminderung als Leistungssteigerung die Gasgeschwindigkeiten und den Staubanfall in unzulässiger Weise erhöhen würden. Bei der Anordnung nach Abb. 27c ist zu beachten, daß ruß- und staubhaltige Feuergase Ansätze zwischen den einzelnen Rohren und vor allem in den engen Durchtrittsöffnungen des rechten Rohrbleches verursachen können; wegen der geringen Fallhöhen in den einzelnen Rohren kann auch ziemlich mürbes Trockengut ohne heftigen Staubanfall verarbeitet werden.

Die Trockner nach Abb. 27a—27c eignen sich im allgemeinen nur für Steinkohle. Mulmiges Material (Braunkohle) klebt leicht an der Trommelwandung an und kann sich dabei entzünden.

Bei Trockner nach Abb. 27d, in Amerika als Christie und Ruggles-Coles-Trockner wegen seiner Einfachheit recht verbreitet, fällt die Außenbeheizung der Trommel fort, so daß die Gefahr der Überhitzung mulmiger Brennstoffe geringer als bei den zuvor beschriebenen Trocknern ist (siehe Zahlentafel 7). Von dem Zentralrohr gilt das für Trockner der Abb. 27b Gesagte.

Zahlentafel 7.
Gegenstrom-Trommel-Trockner.

Hersteller	Bauart	Trockengut	Trommel		Trockengut in t/h	Kraftbedarf einschl. Exhausto kW
			Durchmesser (abgerundet) m	Länge (abgerundet) m		
Claudius, Peters, Hamburg	Fuller Abb. 27a	Steinkohle bei Trocknung von 10 vH auf 1 vH Feuchtigk.	0,92	6,1	2	4,5
			0,92	9,1	4	7,5
			1,4	9,1	8	11,0
			1,7	12,8	14	15,5
			2,0	12,8	25	22,0
C. Mehler, Aachen	Christie Abb. 27d	Steinkohle bei Trocknung von 8 vH auf 1/2 vH Feucht. ,,	0,9	4,8	1,8	5
			1,4	7,6	5,5	9
			1,5	9,0	9,0	11
			1,8	10,6	13,5	15

Die wirtschaftlichsten Trommelabmessungen sind ein Kompromiß zwischen Anschaffungskosten und Wärme- (Kohlen-)Preis; in Amerika mit seinen billigen Steinkohlen und hohen Fabrikationskosten beträgt die äußere Trommelheizfläche i. M. 6,5—9 m²/t Durchsatz · h; bei deutschen Trocknern der älteren Zementpraxis findet man 16—22 m²/t · h. Der Wärmearaufwand ($q + q_K$) beträgt bei Steinkohlen nach Abb. 24 etwa 1200—2000 WE/kg. Hinzu kommt noch ein Zuschlag von etwa 10—15 vH für Feuerungs-, Strahlungs- und Leitungsverluste, sowie ein Betrag

für die Ventilatorarbeit, der an Hand der l -Kurve und der vorliegenden Druckverhältnisse leicht errechnet werden kann.

$$Q = (q + q_K) + q_S + q_V.$$

Die Austrittstemperatur der Kohle liegt zwischen 60° und 90° ; φ_2 dürfte meist $0,6-0,7$ nicht übersteigen.

Gleichstrom-Trommeltrockner. Die oben erwähnte Entzündungsgefahr bei mulmiger Braunkohle führte zu dem aus der Gemüsedörrung bekannten Gleichstromtrockner, bei welchem man mit den Feuergasen sofort an das feuchte Trockengut herangeht. Es zeigte sich überall, daß bei Braunkohlen mit $50-60$ vH Wassergehalt die Feuergastemperaturen auf $t_1 = 600-800^\circ$ ohne Entzündungsgefahr für die Kohle getrieben werden dürfen. Selbst aus der Feuerung mitgerissene Funken sind ungefährlich. Die Zulässigkeit solch hoher Temperaturen erklärt sich außer durch das Gleichstromprinzip dadurch, daß die heftige Verdunstung zu Beginn der Trocknung die Kohle derart kühlt, daß sie nicht über $60-65^\circ$ erwärmt wird. (Temperatur des feuchten Thermometers). Bei Steinkohlen gilt, wenn auch nicht so ausgesprochen, das

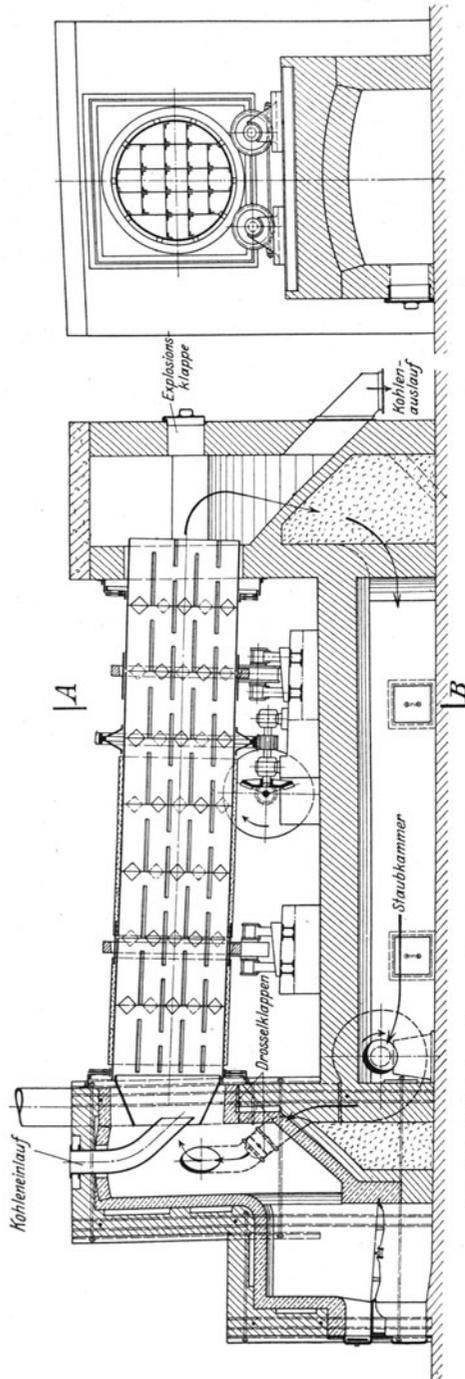


Abb. 28. Gleichstrom-Trommeltrockner mit Abgasrücksaugung und Staubkammer der A. Rodberg A. G. in Darmstadt.

gleiche, und zwar vor allem, wenn die Feuchtigkeit durch kleine Stückerung der Kohle gut aufgeschlossen ist. Bei gasarmer Ruhrkohle sind z. B. im Dauerbetrieb Feuergastemperaturen von $t_1 = 350$ bis 500°C unbedenklich. Ein nennenswerter Verlust an flüchtigen Bestandteilen tritt weder bei Braun- noch Steinkohlen ein. Der Gleichstromtrockner paßt sich Wechseln in der Kohlenart leicht an und wird auch bei Steinkohlen wegen seiner Einfachheit den Gegenstromtrockner verdrängen. Abb. 28 zeigt eine übliche Ausführung mit Abgasrücksaugung (s. S. 83). Bei neueren Trocknern beträgt das Verhältnis $\frac{\text{Länge}}{\text{Durchmesser}}$ der Trommel häufig = 5 : 1. Bei Steinkohlen entfallen etwa $4\text{--}6 \text{ m}^2$ Trommelfläche, bei Braunkohle mit 60 vH Wasser etwa 10 m^2 auf die Tonne stdl. Naßkohle. Man baut heute

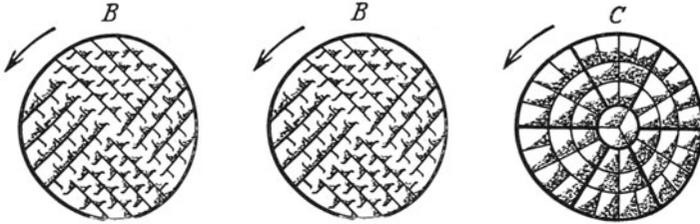


Abb. 29. Einbauten für Trommeltrockner.

A Einbauten nach Gerlach, B Einbauten nach Ehlers, C Einbauten nach Polysius.

Einheiten bis zu Stundenleistungen von 25 t Rohbraunkohle oder 65 t Steinkohle. Der gesamte Kraftbedarf einschl. Ventilation beträgt bei Steinkohle etwa $2,5 \text{ kWh/t}$ bei 3 t/h, etwa $1\text{--}1,2 \text{ kWh/t}$ bei 15 t/h und $0,75 \text{ kWh/t}$ bei 60 t/h; bei Braunkohle ist mit etwa $5\text{--}6 \text{ kWh/t}$ bei 3 t Rohkohle/h und mit $3\text{--}4 \text{ kWh/t}$ bei $15\text{--}20 \text{ t/h}$ zu rechnen. Der Wärmeverbrauch ($q + q_K$) beträgt nach Abb. 24 bei Braunkohlen 700 bis 900 WE/kg. Hierzu kommen noch ein Zuschlag von $10\text{--}15 \text{ vH}$ für Feuerungs-, Leitungs- und Strahlungsverluste q_S sowie ein Betrag für Ventilationsarbeit q_V , der an Hand der l -Kurven und der vorliegenden Druckverhältnisse leicht errechnet werden kann.

$$Q = (q + q_K) + q_S + q_V.$$

Bauliche Einzelheiten der Trommeltrockner. Die übliche Antriebsweise ist aus Abb. 28 zu erkennen. Für gleichmäßige Beschickung sorgen die bekannten selbsttätigen Speisevorrichtungen. Die Trommelen sind mit guten Dichtungen auszurüsten. Zwecks inniger Durchspülung des Trockengutes durch die Feuergase und möglichst hohen Sättigungsgrades der Abgase sind Leisten, Rieselbleche oder Zelleneinbauten vorzusehen, von denen in Abb. 29 verschiedene Aus-

führungen gezeigt sind. Sie schonen übrigens auch das Trockengut durch geringe Fallhöhen vor Staubzerfall.

Bei Kohenschlämmen, die dazu neigen, an den Trockenflächen anzuhafte oder sich schneeballartig zu großen Klumpen aufzurollen, sind statt der Zellen oder Rieselbleche Wendepplatten nach Abb. 30 oder auch Schneiden vorgeschlagen worden¹⁾. Für ton- oder lethenhaltige Schlämme ist jedoch noch kein für den Großbetrieb geeigneter Trommeltrockner bekannt geworden. Filterschlamm der Braunkohlen-Brikettwerke läßt sich mühelos in Gleichstrom-trockentrommeln verarbeiten.

Um den von den Abgasen mitgerissenen Staub tunlichst auszufällen, sind möglichst große Staubkammern (Abb. 28) oder Zyklone anzubringen.

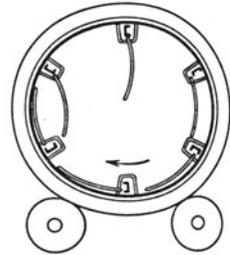


Abb. 30. Wendepplatten für Schlamm-trockner der Maschinenbauanstalt Humboldt.

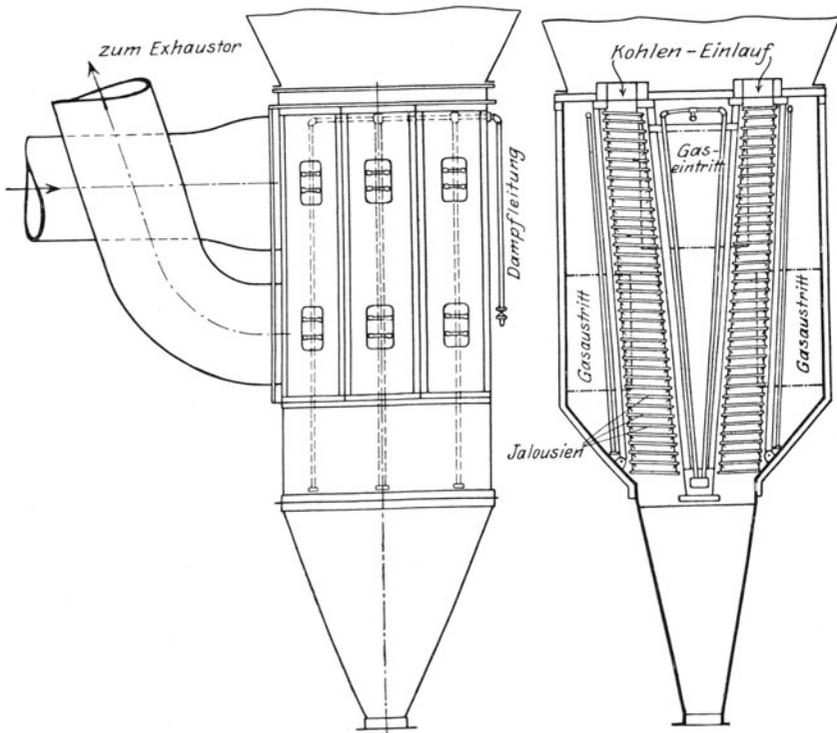


Abb. 31. Wood-Trockner.

¹⁾ Jordan, H.: Die drehbare Trockentrommel für ununterbrochenen Betrieb. Leipzig 1920.

Der feinste Staub läßt sich allerdings nur durch besondere noch zu erwähnende Filter zurückgewinnen¹⁾.

Bei allen Trommeltrocknern sind die Einflüsse von Trommelneigung, Umdrehungszahl, Durchsatzzeit und Feuergastemperatur bei einer bestimmten Kohle auf Grund von praktischen Erfahrungen gegeneinander abzuwägen. Die Umdrehungen betragen je nach den Verhältnissen 2—5 je Min. Man sollte nur erfahrene Firmen berücksichtigen.

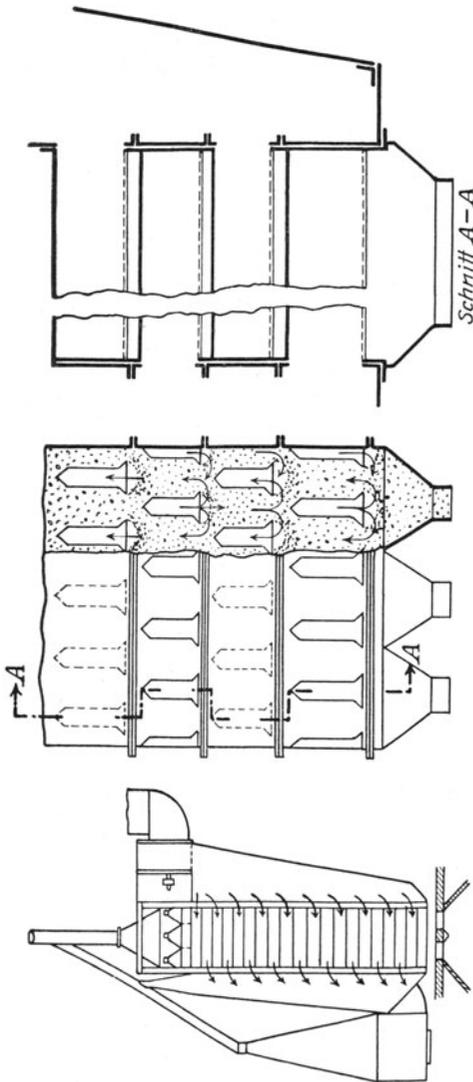


Abb. 32. Randolph-Trockner der Fuller Co. Links: Gesamtansicht, rechts: Einbauten des Trockners.

Stehende Trockner. Beim Wood-Trockner (Abb. 31) rutscht die Kohle durch zwei Schächte, deren Breitseiten von oben bis unten mit Jalousien belegt sind, langsam abwärts. Die Feuer- oder Abgase müssen die Kohlsäulen durchqueren. Die Dampfleitung dient zur Erstikung etwaiger Brände.

In ähnlicher Weise arbeitet der Randolph-Trockner (Abb. 32). Der Trockenkasten ist von einer Reihe rinnenartig ausgebildeter Blechhorden durchzogen. Die ungeraden Hordenreihen stehen mit dem Gaseinlaß, die geraden Reihen mit dem Gasauslaß in Verbindung. Die Feuer- oder Abgase müssen daher in der durch Pfeile angegebenen Weise durch die Kohle hindurchziehen.

Einen weiteren stehenden Abgastrockner für kleinere Leistungen und mit Schneckenaustragung zeigt Abb. 33.

¹⁾ Siehe Seite 161.

Wood- und Randolph-Trockner haben in Amerika bei Abgasen eine gewisse Verbreitung gefunden. Sie lassen sich vor allem in Kesselhäusern wegen ihrer geringen Grundflächen zwischen Hochbunker und Mühle vorteilhaft unterbringen und sind wegen ihrer leichten Bauweise und des Fehlens beweglicher Teile billig zu erstellen. Nachteilig ist der große Kraftverbrauch für die Ventilatoren. Bei mürben und feinen Kohlen werden in den Abgasen beträchtliche Staubmengen mitgerissen.

Da die Gase das Trockengut nur auf einer kurzen Strecke ihres Laufs durch den Trockner berühren, ist die relative Feuchtigkeit der abziehenden Gase und der Wirkungsgrad im Vergleich zu Trommeltrocknern gering. Die Wirkung ist daher mehr wärmend als trocknend. Die Apparate werden daher in Amerika häufig in Verbindung mit Nach-trocknung in der Mühle¹⁾ benutzt und dürften sich, wenn sie weiter verbessert werden, vor allem in Kesselhäusern einbürgern. Zu bemängeln ist bei den jetzigen Ausführungen die geringe Beherrschbarkeit des Kohlenflusses; bei Festbacken des Trockengutes an irgendeiner Stelle besteht u. U. Entgasungs- oder Entzündungsgefahr. Man wird daher für irgendeine zwangläufige Bewegung der Kohle sorgen müssen.

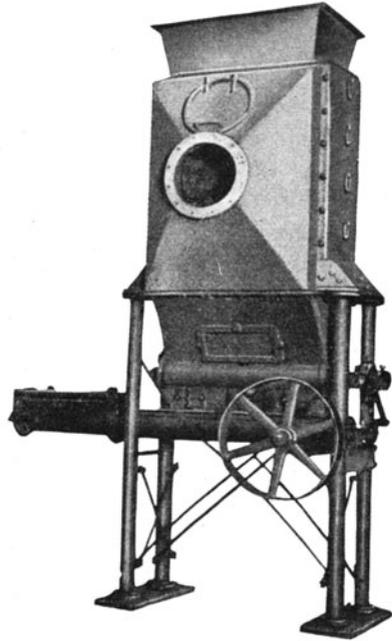


Abb. 33. Trockner der Holbeck-Engineering Co., Cleveland, Ohio.

Werk A:

Leistung	6 t/h Steinkohle
Abgastemperatur vor Trockner	165°
Abgastemperatur hinter Trockner	65°
max. Abgasmenge	700 m ³ /min
Ventilatorkraftverbrauch	3,9 kWh/t
Ventilatormotor (Nennleistung)	37 kW

Werk B:

Leistung	6 t/h.
Abgastemperatur hinter Trockner	66°
Überdruck vor Trockner	180 mm W.-S.
Rauchgasmenge	355 m ³ /min.
Kraftbedarf des Ventilators	2,4 kWh/t

¹⁾ Siehe Seite 86.

Werk C:

Abgastemperatur vor Trockner 150—200°

Abgastemperatur hinter Trockner 65—95°

Trocknung von 12 auf 10 vH Wasser, Kraftbedarf für Ventilatoren = 2,66 kWh/t Kohle.

Als Vorläufer der Wood- und Randolph-Trockner ist der früher auf deutschen Braunkohlen-Brikettfabriken verbreitete Rowoldtsche Windofen zu nennen; er hat sich nur bei knorpeligen und bitumenarmen Kohlen bewährt. Bei weichen und mulmigen Kohlen ist die Luftdurchdringung und Trocknung ungleichmäßig¹⁾.

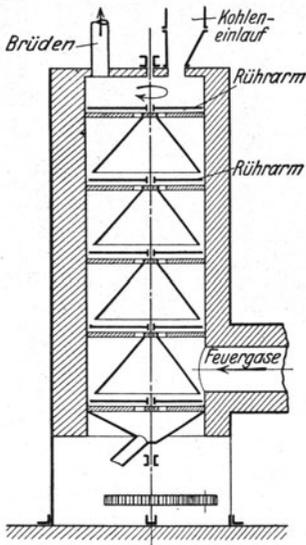


Abb. 34. Stehender oder Etage-Feuergastrockner.

Der Etagegastrockner nach Abb. 34 besteht aus einem zylindrischen Schacht, der durch wagerechte, mit Löchern versehene Platten in 4—8 Kammern unterteilt wird. Über jede Platte streichen mehrere, auf einer zentralen Welle aufgekeilte Rührarme hinweg. Das in die oberste Kammer eingeführte Naßgut wird durch die erste Platte hindurchgerührt, fällt alsdann auf die darunter befindliche Haube, gleitet auf dieser ab, fällt auf den äußeren Umfang der zweiten Platte, wird dann vom zweiten Rührwerk ergriffen und wieder durchgerührt. Auf diese Weise wandert das Gut im Gegenstrom zu den Feuergasen durch sämtliche Platten zur Austragschurre. Die Plattenlöcher sind konisch nach unten aufgeweitet, damit sie sich nicht verstopfen. Die Trockner finden sich auf französischen Anlagen. Sie kommen vor allem für Schlämme in Betracht; sogar letten-(ton-)haltige Schlämme, die im ge-

wöhnlichen Trommeltrockner wegen der obenerwähnten Zusammenballung nicht verarbeitet werden können, lassen sich befriedigend trocknen. Soll Steinkohle verarbeitet werden, so ist darauf zu achten, daß die Rührarme bis zur Schachtwand reichen; es bilden sich sonst leicht Ansätze, die schwelen oder brennen können. Die Trockner sind allseitig eingemauert und können auch im Freien aufgestellt werden. Wegen ihrer beträchtlichen Bauhöhe ist die Beaufsichtigung etwas mühsam.

Bei dem früher auf Braunkohlen-Brikettwerken benutzten Feuerteller-trockner wird die Kohle über 10—17 Teller, die abwechselnd nach innen und außen überragen, im Gleichstrom mit den Feuergasen im Zickzack bewegt. Dem Apparat wird zwar gleichmäßige Trocknung von Staub und Knorpeln nachgerühmt; jedoch soll seine Leistung zu gering gewesen sein²⁾.

¹⁾ Richter, C., und P. Horn: Die mechanische Aufbereitung der Braunkohle, Halle 1926.

²⁾ Richter, C., und P. Horn, a. a. O.

Nach A. G. Christie wurde neuerdings in Amerika der Gedanke des stehenden Gleichstromtrockners wieder aufgegriffen¹⁾).

Dampfgeheizte Trockner. 1. Der Trockner kann selbst geheizt sein, wie es bei den in Braunkohlen-Brikettfabriken verbreiteten Zeitzschen Teller- und Schulzschen Röhrentrocknern der Fall ist.

Der Tellerrockner besteht im wesentlichen aus einem stehenden, auf Säulen ruhenden Zylinder mit einer Anzahl wagerechter, dampfgeheizter Platten oder Teller, die abwechselnd nach innen und außen überragen. Die oben eingeführte Kohle wandert, von Rührarmen über die einzelnen Teller geschoben, im Zickzackweg durch den Trockner. Die Luft tritt zwischen den Tellern durch schmale, jalousieartige Schlitzte ein, während die Brüden durch ebenfalls zwischen den Tellern befindliche Abzüge in den neben dem Trockner aufgestellten Schlot entweichen. Um das Gut gleichmäßig zu trocknen, wird einer der unteren Teller als Sieb ausgebildet, so daß die feine, bereits hinlänglich getrocknete Kohle unter Umgehung der letzten Teller unmittelbar zum Auslauf gelangen kann. Der größte Tellerrockner hat 34 Teller von 5 m Durchmesser.

Die Röhrentrockner sind liegende, etwas geneigte, vorn und hinten geschlossene Drehtrommeln mit eingebauten Rohren, welche außen von Dampf umspült werden, und durch deren Inneres die Kohle im Gleichstrom mit der durch natürlichen Zug angesaugten Außenluft hindurchrieselt. Die Auslaufenden der Rohre tragen zur Verminderung der Staubaufwirbelung sogen. Auslaufkapseln. Dampf und Kondenswasser werden durch die als Hohlzapfen ausgebildeten Lager eingeführt bzw. abgeleitet. Die Brüden ziehen am Auslaufende des Trockners in den Schlot ab. Röhrentrockner werden u. a. von der Maschinenbau A.-G. Buckau in Magdeburg-Buckau, der Zeitzer Eisengießerei und Maschinenbau A.-G. in Zeitz und in den Lauchhammerwerken in Lauchhammer, N.-L., hergestellt.

Zahlentafel 8.

Röhrentrockner der Zeitzer Eisengießerei und Maschinenbau A.-G.

Durchmesser	Länge	Heizfläche
3 m	7 m	1000 qm
3 m	8 m	1160 qm
3,6 m	7 m	1400 qm
3,6 m	7,5 m	1500 qm
3,6 m	8 m	1600 qm
3,8 m	8 m	1800 qm

Kraft-, Platz- und Dampfbedarf sind bei beiden Trocknerarten etwa gleich; der letztere beträgt rund 1,5 kg/kg aufzutrocknendes Wasser.

¹⁾ Power Plant Engg. XXXI, Bd. 13.

Die Unterhaltungskosten sind beim Röhrentrockner niedriger, die erzeugten Staubmengen größer als beim Tellerrockner.

Man hat Teller- und Röhrentrockner auch nach dem Gegenstromprinzip betrieben, um den Staub an der Naßkohle abzuscheiden. Hierbei sank jedoch die Leistung¹⁾.

Der Heizdampf möge z. B. mit 1,5 atü eintreten und als Wasser mit 125° ablaufen, während die Abluft mit 60° und einer Sättigung von 50—55 vH abzieht. Nach Abb. 24 ist z. B. im Falle von Braunkohle (Kurve IV) bei $\varphi_2 = 0,5$ und $t_2 = 60^\circ$ der WE-Aufwand $(q + q_K) = ab = 770$ WE/kg und der Luftbedarf $= ab' = 16$ kg/kg.

Für die überschlägliche Berechnung der dampf-luftberührten Heizflächen kann man annehmen, daß für die je kg und Stunde auszutreibende Feuchtigkeit 0,3 m² erforderlich sind.

2. Die Luft kann auch vorher in einem besonderen Dampf-Luft-Wärmeaustauscher erhitzt und einem gewöhnlichen Trommelrockner zugeführt werden. Bei dem gleichen Anfangs- und Endzustand des Dampfes wie unter 1. komme die Luft mit einer Anfangstemperatur $t_1 = 90^\circ = cd''$ mit dem Trockengut in Berührung. Der Wärmeverbrauch $(q + q_K)$ bei $\varphi_2 = 0,5$ ist nach Abb. 24 $= cd \cong 850$ WE/kg, und der Luftbedarf $cd' = 49$ kg/kg.

Die Trocknung nach 1. ist auf Grund von Abb. 24 bei sehr feuchten Brennstoffen und nach Abb. 25 im Falle von Nachkühlung bei allen Brennstoffen wärmewirtschaftlich besser; die Trocknung nach 2. ist dagegen in der Anschaffung meist billiger. Nachteilig ist jedoch der große Luftbedarf.

Zu $(q + q_K)$ kommen in beiden Fällen noch die Beträge q_S und q_V sowie der Abgasverlust q_A des Dampferzeugers.

$$Q = (q + q_K) + q_S + q_V + q_A.$$

3. Ein neues, von Fleißner²⁾ angegebenes Trocknungsverfahren besteht in folgendem: Die Braunkohle wird in einem geschlossenen Behälter durch Berührung mit Dampf von 8—14 atü erhitzt. Ist die Kohle gründlich durchwärmt, so wird der Dampf abgestellt und der Behälterdruck erniedrigt. Bei der nun einsetzenden Entspannung wird ein Teil der Kohlenfeuchtigkeit durch Nachverdampfung ausgetrieben. Der Rest wird mit durchgeblasener Luft aufgetrocknet, wobei die warme Kohle der Wärmeträger ist. Der bei der Entspannung entweichende Dampf wird dazu benutzt, frische Rohkohle in einem zweiten Behälter vorzuwärmen. In der Versuchsanlage auf dem Hüttenwerk Donawitz (Österreich) werden je 24 h 20 bis 25 t Trockenkohle von 16 vH Feuchtigkeit aus Rohkohle von 36 vH Feuchtigkeit bei einem Dampfverbrauch von nur 0,6 kg/1 kg aufgetrocknetes Wasser erzeugt. Dem Verfahren wird nachgerühmt, daß die Stückigkeit der Kohle erhalten bleibt. Über die Aussichten im Großbetriebe läßt sich noch nicht abschließend urteilen. Bestehend ist der sehr günstige Dampfverbrauch; andererseits dürfte

¹⁾ Richter, C., und P. Horn, a. a. O.

²⁾ S.-u. E. 47 (1927), Nr. 33, S. 1375; A. f. W. 8 (1927), Nr. 6, S. 185f.; Wärme (1927), Nr. 35.

wegen der ziemlich hohen Dampfspannung der bei den bisher üblichen Dampftrocknern vorhandene wirtschaftliche Vorteil, den Dampf vorher in Kraftmaschinen abzuspannen, wenigstens teilweise verloren gehen. Für wasserarme Gegenden ist ferner die Frage wichtig, ob das durch die Kohle verunreinigte Kondensat wiedergewonnen werden kann.

9. Kühlung der Feuergase vor ihrem Eintritt in den Trockner. Im allgemeinen dürfen die Feuergase bei ihrer ersten Berührung mit dem Trockner nicht mehr als $400\text{--}800^\circ$ besitzen. Bei pyrophoren Brennstoffen sind auch diese Temperaturen noch zu hoch. Die ursprünglich meist $1100\text{--}1300^\circ$ heißen Feuergase sind also unter allen Umständen vor Beginn des Trocknens zu kühlen. Das einfachste wäre Kaltluft-

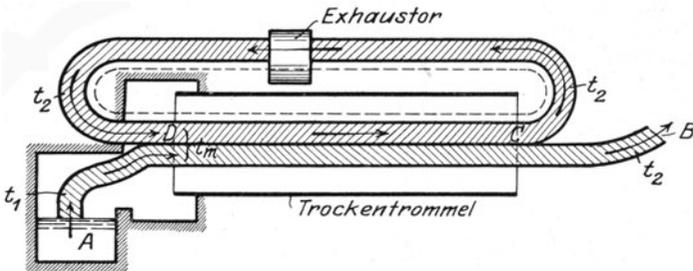


Abb. 35. Wärmefluß in einem Trockner mit Abgasrücksaugung.

zusatz zwischen Feuer- und Trockenraum. Außer Kaltluftzusatz kommen noch folgende Mittel in Betracht:

1. Rücksaugung eines Teiles der Abgase nach Abb. 35, wobei diese durch Mischung mit den heißen Feuergasen die Anfangstemperatur t_1 auf t_m absenken. Nimmt man an, daß die vom Trommelende C abgesaugten und am Trommelanfang D wieder zugesetzten Abgase keine Wärme nach außen abgeben, so lassen sie sich für den Beharrungszustand als ein in sich geschlossener Wärmestrom darstellen; die von diesem bei Vereinigung mit den heißen Feuergasen aufgenommene Wärme wird im Laufe des Trockners wieder völlig abgegeben; einerlei ob dieser Wärmestrom schmal oder breit ist, er nimmt an der Feuchtigkeitsaufnahme keinen wirksamen Anteil und findet daher bei Berechnung des WE-Aufwandes keine Berücksichtigung. Es seien z. B. Feuergase von 1500° ($= e f''$ in Abb. 24) vor Eintritt in den Trockner auf eine Temperatur von 700° ($= g h''$) zu bringen. Im Fall einer Feuchtigkeitsverminderung um $2 \sqrt{H}$ des Naßkohlegewichtes (Kurve II in Abb. 24) ist der Wert $(q + q_K)$ bei Rauchgasrücksaugung $= e f' \cong 1620$ WE/kg und bei Kaltluftzusatz $= g h \cong 1460$ WE/kg. Zu der durch den Trockner gehenden Gasmenge $e f'$ kommt noch die zurückgesaugte Abgasmenge hinzu.

In beiden Fällen ist

$$Q = (q + q_K) + q_s + q_v.$$

Aus Abb. 24 läßt sich erkennen, daß Abgasrücksaugung nur bei sehr feuchten Kohlen dem Kaltluftzusatz wirtschaftlich überlegen ist. Zuweilen kann aber auch bei an sich ziemlich trockenen Kohlen wegen der feuererstickenden Eigenschaft der Abgase ihre Rücksaugung empfehlenswert sein; auch zum Ausgleich großer Temperaturschwankungen der Feuergase kommt Rücksaugung in Betracht. Sie ist im allgemeinen nur bei reichlich dimensionierten Trommeln zulässig.

2. Vorschaltung eines Dampfüberhitzers oder Verdampfers vor den Trockner, wobei man statt eines einfachen Trommeltrockners einen Dampftrockner (Röhrentrockner) verwendet; die gekühlten Feuergase treten dann mit t_m in den Trockner unter unmittelbarer Berührung mit dem Trockengut ein; da der Dampf einen Kreislauf vollführt und zum Überhitzer oder Verdampfer zurückkehrt, wird die in letzterem von den Feuergasen abgegebene Wärme den Trockenheizflächen wieder restlos zugeführt. Da q von der Art der Wärmeübertragung unabhängig ist und nach Formel (6) t_2 eindeutig bestimmt, so ist der Fall so, als ob die Feuergase unmittelbar in einen gewöhnlichen Feuergastrockner mit ihrer Anfangstemperatur t_1 einträten und mit der aus Abb. 24 zu entnehmenden Ablufttemperatur t_2 abzögen. Die Verwendung von Dampfröhrentrocknern mit vorgeschalteten Feuerungen und in diese eingebauten Dampferzeugern käme möglicherweise bei Umstellung alter Braunkohlen-Brikettwerke auf reine Trockenanlagen ohne Kraftbetriebe in Frage. Da an Stelle der den Trockner durchziehenden Luft warme Abgase treten, kann die Leistung des Trockners wahrscheinlich bedeutend gesteigert werden, ohne daß Selbstentzündungen der Kohle zu befürchten wären¹⁾.

10. Trockner für niedrige (Ab-) Gas- oder Heißlufttemperaturen.

Nach Abb. 24 arbeiten Trockner mit $t_1 = 150^\circ$ im Gebiet großer Luftmengen l . Bei Trocknung nach Fall A ist daher, namentlich bei mürber oder feiner Kohle, der Staubanfall in der Abluft beträchtlich, wenn man nicht unwirtschaftlich große Trocknerquerschnitte wählt. Es ist deshalb häufig zweckmäßig, den Gas- oder Luftstrom nach Abb. 36 so zu teilen, daß nur ein Teil L_A das Trockengut bespült, während der Rest L_B seine Wärme durch Heizflächen abgibt.

Die Heißluft werde z. B. einem Trommeltrockner mit $t_1 = 135^\circ = ik''$ in Abb. 24 zugeführt. Würde ausschließlich nach Fall A getrocknet, so betrüge bei Braunkohlen (Kurve IV) die Ablufttemperatur $t_2 \cong 50^\circ$, der WE-Aufwand $(q + q_K) = ik \cong 815$ WE/kg und die Luftmenge $ik' = 28$ kg/kg.

$$Q = (q + q_K) + q_S + q_V.$$

Die Heißluft werde nunmehr mit Rücksicht auf möglichst nied-

¹⁾ Siehe S. 164.

rige Staubentwicklung so geteilt, daß nur der Betrag $L_A = 1 \text{ m}' = 10,0 \text{ kg/kg}$ durch die Trommel hindurchgehe; dabei muß nach Abb. 24 die Abluft auf $t_2 = 69^\circ$ gesteigert werden. Von dem Wärmehaushalt $(q + q_K) = 1 \text{ m} \cong 740 \text{ WE/kg}$ kann L_A jedoch nur den Betrag $L_A \cdot c_p (135 - 20) \cong 275$ bestreiten; der Rest $740 - 275 = 465 \text{ WE/kg}$ muß dem Strom L_B entnommen werden; tritt dieser z. B. mit 80° in den Schornstein aus, so ist $L_B = \frac{465}{(135 - 80) \cdot 0,24} \cong 35 \text{ kg/kg}$

$$Q = (q + q_K) + q_S + q_V + q_A, \text{ worin} \\ q_A = 35 \cdot c_p (80^\circ - 20^\circ) \cong 500 \text{ WE/kg.}$$

Die Wirtschaftlichkeit der Trocknung bei niedrigen Anfangstemperaturen t_1 ist wegen der hohen Ventilatorarbeit (große l -Werte) und

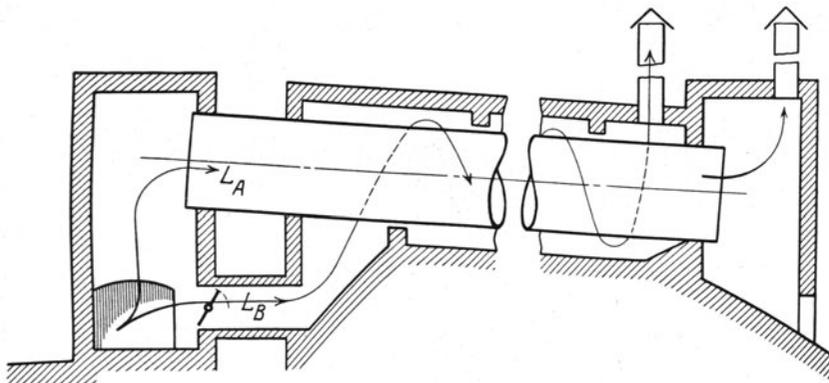


Abb. 36. Teilung der Heizgase bei einem Trommeltrockner.

der großen Trocknerflächen vor allem bei sehr feuchten Brennstoffen zweifelhaft und muß von Fall zu Fall festgestellt werden. Zuweilen empfiehlt sich eine Zusatzfeuerung. Soll der von irgendeiner Staubfeuerung verarbeitete Brennstoff ausschließlich mit eigener Abhitze getrocknet werden, so kann, wenn die trockene Abgasmenge je kg austreibendes Wasser ermittelt worden ist, aus den l -Kurven der Abb. 24 die Brudentemperatur t_2 und daraus die Abhitzetemperatur t_1 bestimmt werden. So ist z. B. bei Rohbraunkohlen von 50 vH Feuchtigkeit eine Abhitzetemperatur von mindestens $300 - 350^\circ$ erforderlich.

11. Luftkühlung. Um die aus den Trocknern mit etwa $60 - 90^\circ$ aus tretende Kohle in der auf Seite 67 beschriebenen Weise nachzutrocknen, wobei die Kohle der Wärmeträger ist, verwendet man neuerdings lange Schneckenwege, durch welche ein kräftiger Luftzug gesaugt wird. Dieser reißt die Feinkohle mit sich und trennt sich von ihr in den üblichen Staubabscheidern oder „Zyklonen“. Der mit der Luft aus den Zyklonen

entweichende feinste Staub wird in Elektro- oder Stofffiltern abgeschieden. Diese Art der Nachtrocknung ist insofern mangelhaft, als sie nur die Feinkohle betrifft, während die größeren Stücke und vor allem die Knorpel die Restfeuchtigkeit nur oberflächlich abgeben können. Bei einer neueren Anlage (Abb. 37) auf der Rheinischen Briкетtfabrik Hürtherberg werden daher die Knorpel in einem hinter den Trockner geschalteten Trommelsieb vom Feingut getrennt, nachgebrochen, in stark dampfendem Zustand abgesaugt und in der Ummantelung des

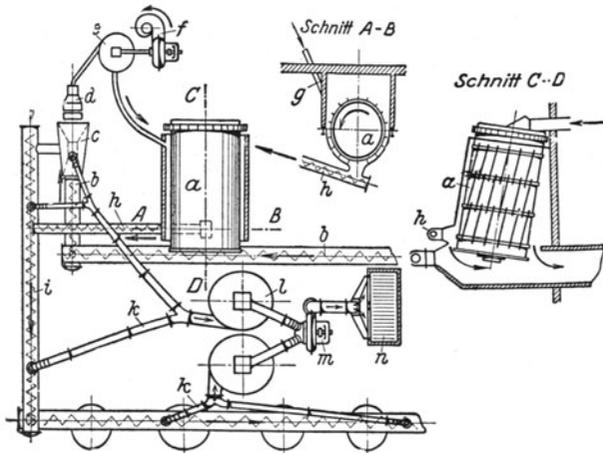


Abb. 37. Innenstaubung der Maschinenfabrik Hartmann A.-G. auf Grube Hürtherberg

- | | |
|-----------------------------|------------------------|
| a Kohlen von den Trocknern, | e Saugleitungen, |
| b Trommelsieb, | f Schleuderabscheider, |
| c Bergschnecke, | g Gebläse, |
| d Preßrumpfschnecke, | h Naßabscheider. |

Röhrentrockners nachgetrocknet, um sich alsdann wieder mit dem Feingut zu vereinigen¹⁾.

12. Mahltrocknung. Bei manchen jüngeren Steinkohlen ist die Feuchtigkeit derartig an die Kohlensubstanz gebunden, daß die Trocknung nur oberflächlich ist. Eine allzu weitgehende Stückung verbietet sich jedoch häufig wegen der starken Staubentwicklung im Trockner. Man begnügt sich daher mit einer Vortrocknung in diesem und trocknet die warme Kohle in der Mühle selber, also während des Feinungsvorganges mittels Nachtrocknung durch Lüftung²⁾ fertig, indem die Restfeuchtigkeit von der durch die Mühle gesaugten Luft aufgenommen wird³⁾. Bei sehr feuchten Kohlen würde die in der Kohle mit-

¹⁾ Grunewald: Z. V. D. I. 69 (1925), S. 1009.

²⁾ Siehe Seite 67.

³⁾ Arch. Wärmewirtsch. 6 (1925), H. 12, S. 323.

gebrachte Wärme jedoch nicht ausreichen; man saugt daher statt der kalten Luft warme Gase durch die Mühle hindurch. Wärmearaufwand und Luft oder Gasmengen lassen sich an Hand von Abb. 24 und 25 leicht überschläglicly berechnen.

Die Mahltrocknung wird in Amerika bei großen Kesselanlagen angewendet, indem die Kohle in einem der auf Seite 78 beschriebenen stehenden Trockner angewärmt, vorgetrocknet und in den kräftig ventilierten Raymondmühlen fertiggetrocknet wird.

In ähnlicher Weise wirkt die von der Rheinischen Maschinenfabrik in Neuß hergestellte Vamico-Ringmühle (Abb. 56), indem die warme oder kalte Kohle auf ihrem Kreislauf durch Mühle und Windsichter von einem warmen Abgasstrom umspült wird.

Werk A¹⁾:

Kohlentemperatur bei Austritt aus Abgastrockner	90°
Vortrocknung im Abgastrockner	von 11 auf 9 vH
Fertigtrocknung in Raymondmühlen mit Windsichter	auf 5 bis 6 vH
Temperatur des Kohlenstaubes bei Austritt aus der Mühle	70°

Werk B¹⁾:

Abgastemperatur bei Eintritt in die Raymondmühle	240°
Austrittstemperatur der Abluft aus Mühle	70°
Trocknung in der Mühle	von 9,8 auf 4,7 vH Feuchtigkeit

Werk C:

Trocknung in Vamico-Mühle.

Feuchtigkeit der eingesetzten rheinischen Braunkohle	60—65vH
Mittlere Feuchtigkeit des Staubes	17vH
Temperatur der der Mühle zugeführten Abgase	600°
Temperatur der Abgase hinter Mühle	90°
Durchgesetzte Trockensubstanz	246 kg/h
Feinheit des Staubes	7 vH Rückstd. auf 4900 Sieb
Kraftbedarf für Mahlen, Trocknen und Transport der Rohkohle und des Staubes.	16,8 kWh/t

Während die Mahltrocknung bei Steinkohlen als technisch gelöst gelten kann, sind ihre Anwendungsmöglichkeiten bei Braunkohlen noch nicht geklärt. Der Einwand, man dürfe einen so wichtigen Vorgang wie die Trocknung nicht mit einem ganz andersartigen Prozeß, der Mahlung, so zwangläufig verknüpfen, wie es bei der Mahltrocknung geschieht, ist vielleicht zu doktrinär, um stichhaltig zu sein. Wichtiger ist es, die Betriebssicherheit, die wegen der Berührung der heißen Feuergase mit dem zum Teil schon getrockneten Brennstoff heute noch nicht ganz einwandfrei ist, zu verbessern. Zu klären ist ferner die Frage, inwieweit der durch Ersparnis eines besonderen Trockners erzielte Gewinn durch

¹⁾ Stehende Abgastrockner.

die geringere Mahlleistung der Mühle und ihren höheren Kraftbedarf wieder hinfällig wird. Immerhin sollte der Mahltrocknung auch bei Braunkohlen Aufmerksamkeit geschenkt werden.

Rosin gibt an, daß bei Braunkohlen mit 60 vH Wasser der Kraftbedarf je 1 t Staub bei Mahltrocknung 40—60 vH größer als bei Vermahlung von Trockenkohle mit 15 vH Wasser ist, und daß die Stauberzeugung gleichzeitig um 30 vH sinkt¹⁾.

13. Zubehör. Vor den Trockner ist stets ein Speiser zu schalten, der für gleichmäßige Beschickung sorgt. Ist die Kohle nicht schon vorher klassiert worden, so kann es sich u. U. lohnen, die Feinkohle vor dem Trockner durch Sieb- oder Windsichtung abzuscheiden und unmittelbar zur Mühle oder ihrem Windsichter zu schicken. Siebe oder Windsichter wirken hierbei als eine Art Regelventil, das von der Feinkohle in erwünschter Weise um so größere Mengen abscheidet, je trockner sie ist. Hinter dem Trockner ist stets ein allseits geschlossener Bunker aufzustellen, der als Ausgleichspeicher zwischen Trocknung und Mahlung dient. Die zu den Trocknern gehörigen Entstaubungsanlagen werden auf Seite 160f. behandelt.

14. Betriebsüberwachung. Die Eintrittstemperatur der Heizgase ist stets registrierend zu messen und vor allem bei Handfeuerung durch selbsttätige Regelung von Kaltluft- oder Abgaszusatz konstant zu halten. Ferner sollte die Temperatur der Kohle beim Verlassen des Trockners gemessen werden, damit drohende Brandgefahr rechtzeitig erkannt wird. Schließlich empfiehlt es sich, außer der Temperatur auch den Feuchtigkeitsgehalt der Abluft dauernd mittels Psychrometers festzustellen, damit der Trockner auf die wirtschaftlichste Arbeitsweise eingestellt werden kann.

Neben der Überwachung durch Instrumente empfiehlt sich häufig folgende Probe: Man nehme in regelmäßigen Zeitabständen durch die am Trocknerauslauf befindliche Öffnung eine Handvoll Kohle. Ist diese richtig getrocknet, so ist ihre Temperatur bei Braunkohle für die Hand noch leicht, für Steinkohle kaum noch erträglich. Fühlt sich die Kohle noch feucht an, oder hinterläßt sie auf einer Glasscherbe einen hauchartigen Niederschlag, so ist sie nicht genügend getrocknet, einerlei wie warm sie sein mag. Noch feuchte und gleichzeitig sehr warme Kohlen deuten darauf hin, daß bei möglicherweise richtigem Wärmedurchsatz die Trocknergasmengen zu gering sind. Ist die Kohle kalt und gleichzeitig feucht, so ist meistens entweder der Trockner überlastet oder der Wärmedurchsatz zu gering.

15. Zusammenfassung. Ob Abgas-, Feuergas- oder Dampftrocknung anzuwenden ist, läßt sich nur im Einzelfall an Hand der örtlichen und betrieblichen Verhältnisse der Anlage und ihrer Nachbarschaft entscheiden. Eine grundsätzliche Überlegenheit des einen oder anderen

¹⁾ „Braunkohle“ 25 (1926) Nr. 20, S. 417.

Trocknungsverfahrens besteht an sich nicht. Der Wärmearaufwand je kg aufzutrocknendes Wasser spielt zudem bei der Wahl häufig gar nicht die entscheidende Rolle; er hat bei Feuergas- und Dampftrocknung etwa die gleiche Größenordnung, und wenn man bei Dampftrocknern meistens mit etwas weniger Wärmeeinheiten auskommt, so dürfte dies weniger durch das Wesen des Verfahrens als dadurch begründet sein, daß die Dampftrockner im Gegensatz zu den Feuergastrocknern bereits eine lange Entwicklung hinter sich haben.

Bei welchen Temperaturen Abhitze noch wirtschaftlich ist, kann nur von Fall zu Fall entschieden werden. Abhitze von weniger als 300° ist fast immer unwirtschaftlich und bei feuchten Brennstoffen häufig sogar auch thermisch unzureichend. In den meisten Fällen ist zwischen Dampf- und Feuergastrocknern zu wählen.

Dampftrockner sind in der Anlage in der Regel teurer als Feuergastrockner, haben aber den Vorzug eines einfachen und sauberen Betriebes. Sie passen sich, vor allem auf Kraftwerken, dem Wärmehaushalt in zwangloser Weise an, wenn Abdampf- oder Abzapfdampfmen gen zur Verfügung stehen; dies gilt besonders dann, wenn das Speisewasser durch abgezapften Turbinendampf vorgewärmt wird (Regenerativverfahren), so daß die Abdampfmen gen der Hilfsmaschinen für Trocken zwecke frei werden.

Feuergastrocknung, die bekanntlich bisher in der Kohlenstaubtechnik die größte Verbreitung gefunden hat, wird in Zukunft vor allem auf Hüttenwerken zweckmäßig sein. Sie kann außerdem zur Erweiterung von Brikettfabriken in Frage kommen, welche Kohlenstaub als Nebenprodukt erzeugen wollen. Genügt die Abhitze der vorhandenen Kessel nicht, so ist eine Zusatzfeuerung vor die Trockner zu schalten. Eine Staubaufbereitungsanlage dieser Art befindet sich auf der Brikettfabrik der Beissels-Grube im rheinischen Braunkohlenrevier.

Die kombinierte Trocknung durch Feuer- oder Abgase einerseits und Dampf andererseits kommt auf Kraftwerken oder auf solchen Brikettfabriken in Frage, die größere elektrische Energiemengen nach außen abgeben. Zu erwägen wäre auch, die Trocknung in der auf Seite 84 angegebenen Weise in einem kombinierten Abgas-Dampftrockner vorzunehmen. Bei leichter Belastung des Kraftwerkes wird man vorwiegend mit Dampf trocknen. Treten dagegen Belastungsspitzen ein, so wird der Dampf nach Möglichkeit zur Energieabgabe herangezogen; in diesem Falle trocknet man vorwiegend mit Kesselabgasen, deren Menge und Temperatur mit der Belastung zunimmt. Auf diese Weise läßt sich ein günstiger Ausgleich zwischen Krafterzeugung und Trocknung auch bei schwankenden Belastungen des Kraftwerkes erzielen.

e) Malhung.

1. Vorbereitung. Um der Mühle Eisenteile, wie Nägel, Schrauben, Stifte usw. fernzuhalten, wird die Kohle über einen elektromagnetischen

Trommelabscheider geleitet oder auf einem Transportband unter einem feststehenden Elektromagnet vorbeigeführt. Häufig ist der magnetische Trommelabscheider unmittelbar an der Mühle angebracht.

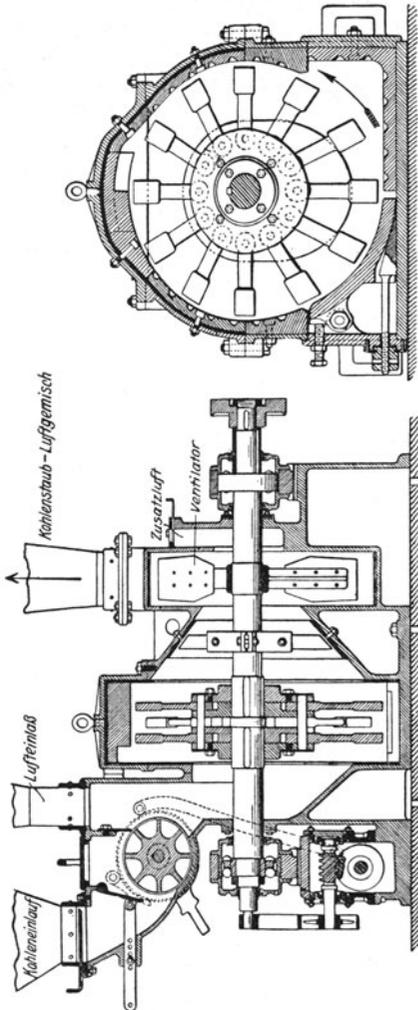


Abb. 38. Schlägermühle von Raymond Bros., Chicago.

Sind Braschen oder Kohlen aus Brennstoffrückständen der Eisenbahnbetriebe (Kammerlösche), Gasanstalten, Berg- oder Hüttenwerke und Fabriken zu vermahlen, so ist zur Schonung der Mühle eine Schlackenabsonderung nach dem nassen oder elektromagnetischen Verfahren zu empfehlen. Die nasse Absonderung ähnelt dem in Kohlenwäschen üblichen Setzverfahren. Die elektromagnetische Scheidung beruht darauf, daß sich der in fast allen Steinkohlen vorhandene Pyrit beim Verbrennen der Kohle in magnetische Eisenverbindungen verwandelt, die in die Schlacke übergehen und diese ebenfalls magnetisch machen.

2. Mühlenarten. Zur Feinung der vorgebrochenen Kohle dient eine Anzahl von Mühlenarten, die teils aus anderen Gebieten der Hartzerkleinierung, vor allem der Zementindustrie, stammen, teils ihre Entstehung erst der jüngeren Kohlenstaubtechnik verdanken.

Um die Übersicht über die wichtigsten Kohlenstaubmühlen und ihre noch später eingehenden

der zu besprechenden inneren Zusammenhänge zu erleichtern, werden im folgenden nach den zugrunde liegenden Zerkleinerungsarten 3 Gruppen unterschieden¹⁾:

¹⁾ Die landläufige Gegenüberstellung von „Schnell- und Langsamläufern“ trifft nicht den Kern der Sache. Einmal ist schwer zu sagen, wo Schnellläufer anfangen und Langsamläufer aufhören. Aus doktrinären Gründen den an sich durchaus zeitgemäßen Gedanken des Schnellläufers als richtunggebenden

α) Schlägermühlen, bei denen das Mahlgut durch wiederholten Anprall gegen schnell umlaufende Schläger und ein diese umgebendes Gehäuse zerkleinert wird.

β) Schwerkraftmühlen, bei denen die Zerkleinerung durch fallende Mahlkörper bewirkt wird.

γ) Wälzmühlen, bei denen die Zerkleinerung zwischen einer Mahlbahn einerseits und Kugeln oder Rollen andererseits erfolgt, die sich auf dieser Mahlbahn abwälzen.

Die Schlägermühlen ähneln den durch Abb. 19 vertretenen Hammerbrechern mit dem Unterschied, daß das Feingut nicht durch einen Rost hindurchgeschlagen, sondern im Luftstrom von einem hinter die Schläger geschalteten Ventilator abgesaugt wird, der meist auf der Welle sitzend, mit der Mühle ein Ganzes bildet. Die Schläger sind entweder wie in Abb. 19 als Pratzen mit der Nabe starr verbunden, oder wie in Abb. 38, die eine unter vielen ähnlichen und gleichwertigen Bauarten darstellt, als Hämmer pendelförmig angeordnet. Das Mahlgehäuse wird in der Regel mit einem Hartgußpanzer versehen, um es vor Verschleiß zu schützen. Aus Zahlentafel 9 sind die wichtigsten Daten normaler Schlägermühlen zu entnehmen.

Zahlentafel 9.

Seymour-Schlägermühle der Erie City Iron Works (Abb. 39).

Durchsatz in t/h	Motor- Nennleistung in kW	Tourenzahl je min	Grundfläche in m ² einschl. Motor	Gewicht in kg
0,27	11	1800	1,1 × 2,1	—
0,45	15	1800	1,15 × 2,2	1650
0,90	22	1200	1,2 × 2,3	2500
1,4	30	900	1,4 × 2,9	3700
2,0	45	900	1,5 × 3,0	5200

Der Mahlvorgang spielt sich bei diesen Mühlen nur bis zu einem gewissen Grade auf Grund der Schlag- und Prallwirkung ab. Die Auflösung in feinen Staub erfolgt zum Teil dadurch, daß sich die Kohlenkörner in der von den Schlägern erzeugten Wirbelung aneinander und an den von ihnen berührten Mühlenteilen zu Staub zerreiben. Die Schläger sind daher, selbst wenn sie aus Hartstahl hergestellt werden, starkem Verschleiß an ihrer Stirnfläche und an der gegen den Luftstrom gerichteten Flanke ausgesetzt. Infolgedessen nimmt die Mahl-

Grundsatz ins Feld zu führen, ist ebenso falsch, wie die schnellaufende Mühle auf Grund schlechter Erfahrungen von vornherein zu verurteilen. Nicht so sehr die Tourenzahl irgendeines Teiles der Mühle, wie die ihr zugrunde liegenden Vorgänge und der Grad der Vollkommenheit, mit dem sich Konstruktion und Baustoff diesen Vorgängen anpassen, sind für die Entwicklung entscheidend.

feinheit schnell ab. Allwöchentliche Erneuerung eines Teiles der Schläger ist bereits bei mittelharten Kohlen keine Seltenheit und bildet daher für manchen Betrieb eine Quelle dauernden Ärgers. Bei Schlägern aus hochwertigem Stahl (Edelstahl) nimmt der Verschleiß meist nicht so stark ab, daß die Mehrkosten für das teure Material und seine schwierige Verarbeitung wieder wettgemacht würden. Dagegen hat sich in einigen Fällen Phospor- und Manganbronze gut bewährt. Bei gewissen Fabrikaten besteht ferner der Nachteil, daß sich bei Durchsaugung von weniger als 30—40 vH der zur Verbrennung nötigen Luftmenge oder bei

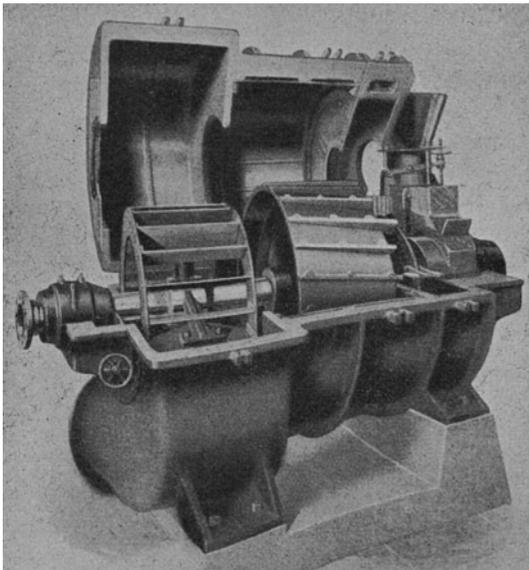


Abb. 39. Seymour-Schlägermühle der Erie City Iron Works.

feuchter Kohle oder bei Teilbelastung im unteren Teile der Mühle ein Staubkissen bildet, in welchem die Schläger leicht stecken bleiben; steigert man den Luftdurchsatz, so umgeht man zwar dieses Übel, verringert aber gleichzeitig die Mahlfineinheit auf ein oft unerwünschtes Maß.

Eine folgerichtige Weiterentwicklung, welche die verschiedenen obigen Nachteile zu vermeiden sucht, ist in Abb. 39 dargestellt. In richtiger Erkenntnis der noch später zu beschreibenden stufenweisen Zerkleinerung sind zwei Mahlkammern vorgesehen. Die Vormahlung findet in der mit Pratzen versehenen Grobkammer statt; bei den schneidelförmig ausgebildeten Stahlhämern der Feinkammer fällt der Verschleiß der Flanken fast fort. Die lebhaft wirbelnde Bewegung in den kleinen Durchgangsquerschnitten zwischen Rotor und Gehäuse einerseits und in dem

kleinen Spalt zwischen Lineal und Gehäuse andererseits verteilt die Schleißwirkung auf große Flächen und entlastet damit die Lineale. Sind diese abgenutzt, so lassen sie sich schnell ohne die bei Pratzen oder Hämmern nötige Auswuchtung ersetzen.

Ein weiterer Schritt in der Richtung stufenweiser Zerkleinerung ist in der in Abb. 40¹⁾ gezeigten Mühle zu erblicken, bei welcher eine Schlägerstufe für die Vormahlung und eine Wälzstufe für die Feinmahlung vorgesehen sind. Ob allerdings die in der Abbildung gezeigte Vereinigung beider Mahlstufen in einem Gehäuse das Zweckmäßige ist, muß bezweifelt werden.

Unter den Schwerkraftmühlen sind für Kohlenstaubzwecke vor allem die aus der Zementpraxis bekannten Rohrmühlen zu nennen. Das mit Tragzapfen oder neuerdings mit Laufringen und Rollen (Polysius) versehene, innen mit einem glatten oder gewellten Futter aus

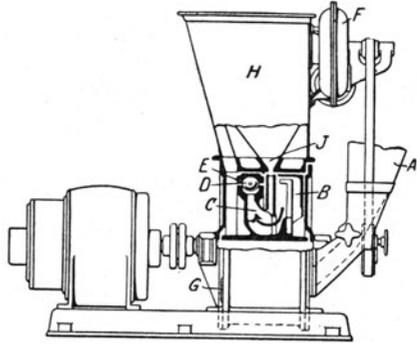


Abb. 40¹⁾. Vickers-Griffin-Mühle mit Schläger- und Wälzstufe.

A Kohleneinlauf, B Schläger, C Kugelmitnehmer, D Wälzkugel, E Mahlring, F Ventilator, G Zusatzluft, H Windsichter, I Rücklauf für Grieße.

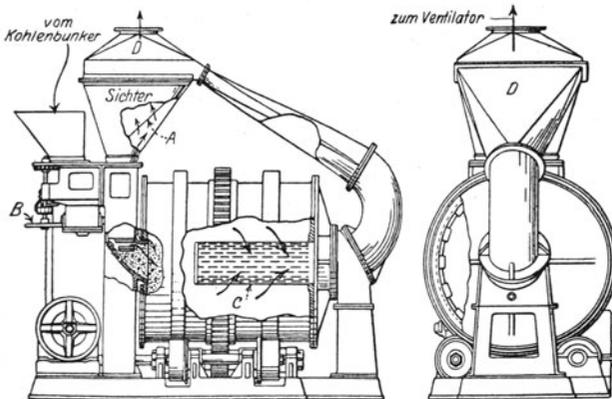


Abb. 41¹⁾. Fuller-Bonnot-Rohrmühle.

Hartstahl ausgelegte Rohr enthält eine Füllung von Flintsteinen, Stahlkugeln oder Stanzkörpern. Diese werden bei der Drehung der Trommel bis zu einem bestimmten Punkte mitgenommen, um im freien Fall auf

¹⁾ Bleibtreu: Mitt. 74 der Wärmestelle d. Ver. deutsch. Eisenhüttenleute.

die im unteren Teil der Trommel befindliche Füllung aufzuprallen. Die Kohle wird von einem der üblichen Speiser an dem einen Ende eingeführt und wandert bei Drehung des Rohres nach dem anderen, wobei die Zerkleinerung vor allem durch den Aufschlag der freifallenden Mahlkörper stattfindet. Diese nehmen 30—40 vH des Trommelinhaltes ein. Eine amerikanische Ausführung, die Fuller-Bonnot-Rohrmühle, ist in Abb. 41 und 42 dargestellt. Die Mühle leistet je nach der Größe 1,5 bis 8 t/h bei 30 Umdrehungen/min; sie zeichnet sich durch gedrängte

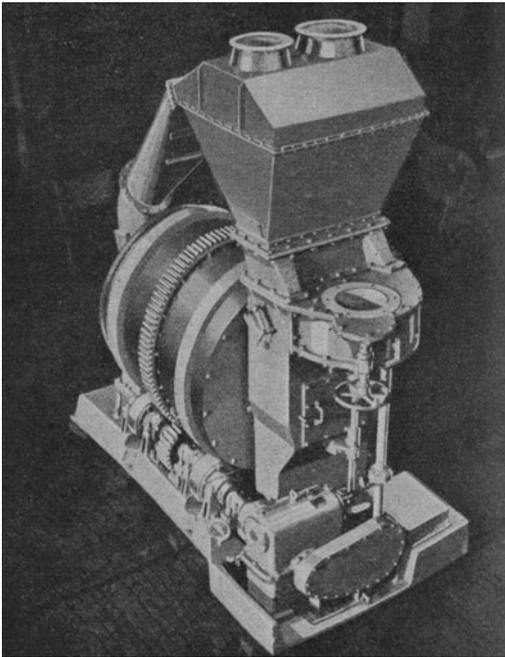


Abb. 42. Fuller-Bonnot-Rohrmühle.

Bauart und gefällige Formen aus. Die Trommel besteht aus Gußeisen, das außen mit einer schalldämpfenden Filzschicht verkleidet ist. Die Tragrollen für die Laufringe liegen wie bei neueren deutschen Ausführungen auf Rollenlagern.

Zwischen den Stückgrößen des Mahlgutes und der Mahlkörper besteht ein günstigstes Verhältnis. Auf beiden Seiten dieses Wertes steigt der Kraftbedarf an. Soll dieser möglichst gering sein, so müßte mit der im Laufe der

Mühle zunehmenden Feinheit die Größe der Mahlkörper abnehmen. Dieser Forderung kommt

man nach durch Unterteilung in 2 oder 3 Mahlstufen, die entweder in einem Rohr als Grob- und Feinkammer (Verbundmühle, Abb. 43) oder in zwei neben- oder übereinander liegenden Rohren (Doppelmühle) untergebracht sind.

Bei normalen sichterlosen Verbundmühlen liegt der Durchmesser des Rohres zwischen 0,6 und 2 m, seine Länge zwischen 4 und 11 m. Die zugehörigen Leistungen betragen bei Steinkohle bei einem Rückstand von 15 vH auf Sieb Nr. 70 0,5—15 t/h, während der Kraftbedarf mit zunehmender Größe von 30 auf 20 kWh/t abfällt. An Stelle von mehreren Mahlkammern wird bei der Hardinge-Rohrmühle,

Abb. 44, die Stufenmahlung durch konischen Trommelauslauf und verschieden große Mahlkörper erreicht. Diese ordnen sich selbsttätig

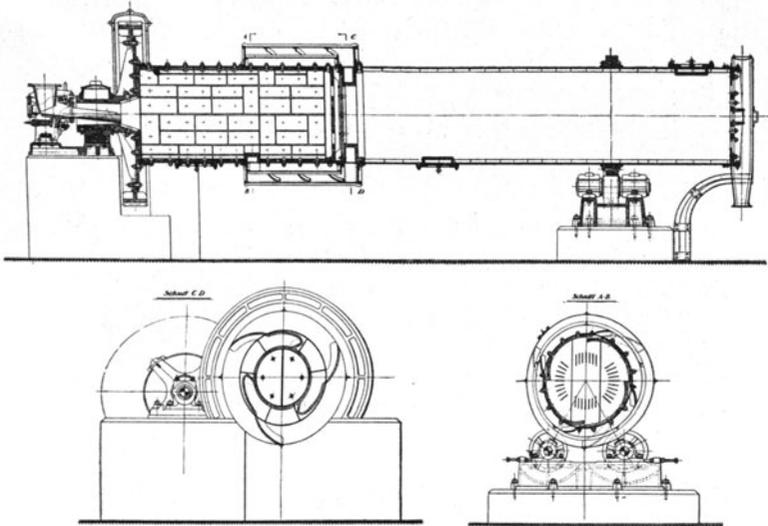


Abb. 43. Verbund-Rohrmühle von Fellner & Ziegler, Frankfurt a. Main.

so an, daß das Mahlgut in der Richtung auf das Austragende in erwünschter Weise mit immer kleiner werdenden Kugeln in Berührung kommt.

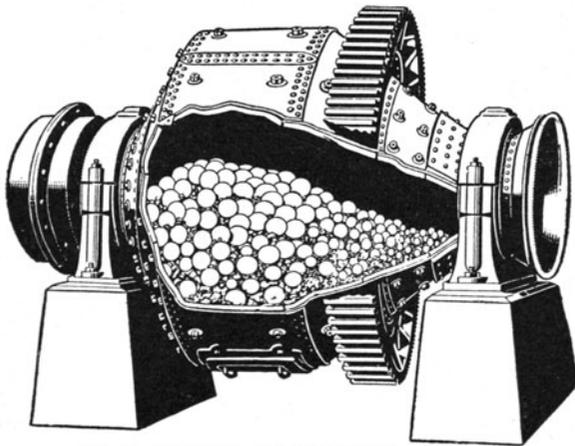


Abb. 44. Rohrmühle der Hardinge Co., York, Pa.

Bei den zahlreichen Ausführungen der Wälzmühlen, von denen im folgenden nur einige wichtige Vertreter gezeigt werden sollen, lassen sich zwei Gruppen unterscheiden; bei der einen wird der Druck zwischen

Wälzkörper (Kugel oder Rolle) und Mahlbahn durch Fliehkräfte, bei der anderen durch Federkräfte erzeugt. Zur ersten Gruppe gehört die bereits erwähnte Vickersmühle, die Bonnot-Walzen-, Fuller-Kugel- und die Raymond-Pendelmühle, sowie die der Fuller-Kugelmühle nahe-

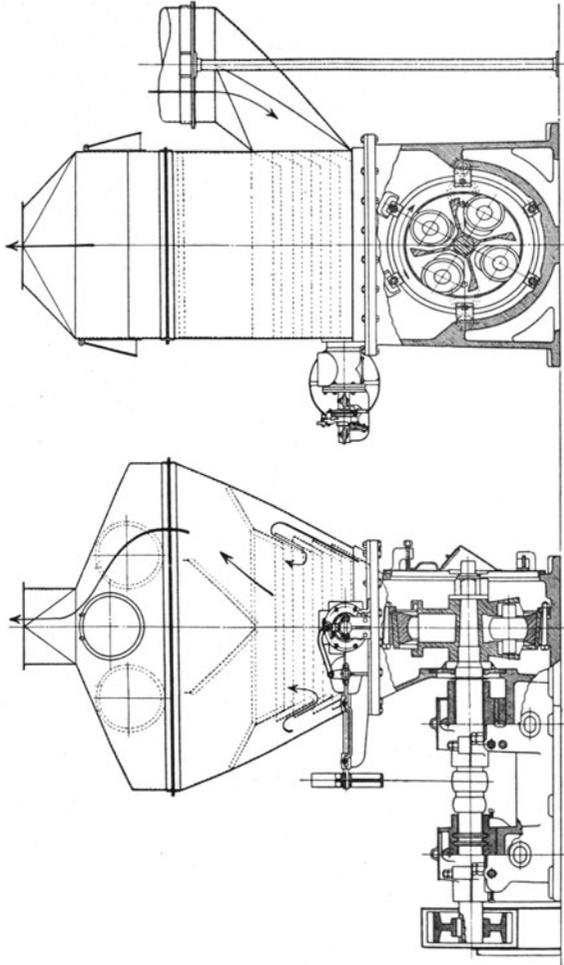


Abb. 45. Bonnot-Walzenmühle.

stehende Roulette der Amme-Luther-Werke. Zur zweiten Gruppe ist die zuerst in Amerika als Kentmühle gebaute und als Maxecon-Mühle in Deutschland eingeführte Dreiwalzenringmühle sowie die erst kürzlich bekannt gewordene Bethlehem-Pendelmühle zu zählen.

Die in älteren amerikanischen Anlagen recht verbreitete Bonnot-Walzenmühle ist in Abb. 45 dargestellt. Die von einem Mitnehmer an-

getriebenen Mahlwalzen rollen sich an der inneren Fläche des senkrechten festen Mahlringes ab. Das Mahlgut gelangt mit dem von dem Mitnehmer erzeugten Luftstrom in den unmittelbar über der Mühle befindlichen Windsichter. Die Mühle ist zwar leicht zugänglich und wegen ihrer hohen Tourenzahl sehr gedungen, gleichzeitig aber starkem Verschleiß ausgesetzt.

Legt man den Mahlring wagrecht, so kommt man zur Fuller-Kugelmühle und zur Roulette, Abb. 46—48. In ähnlicher Weise wie bei der Bonnotmühle wälzen sich die von einem rotierenden Mitnehmer angetriebenen und infolge der Fliehkraft an die innere Fläche des Mahlringes angepreßten Kugeln an letzterem ab, wobei die Tourenzahl jedoch bedeutend niedriger als bei der Bonnotmühle ist. Über den Kugeln befindliche Flügel saugen das genügend Feine ab, um es durch Windsichter (Abb. 46/47) oder Siebe (Abb. 48) hindurchzublasen. Diese sind in der Regel mit einem aus starkem Stahlblech hergestellten Schutzsieb ausgerüstet. Fullermühlen und Rouletten bedürfen nur geringer Wartung bei niedrigem Schmierstoffverbrauch. Die Schmierung erfolgt von außen und während des Betriebes.

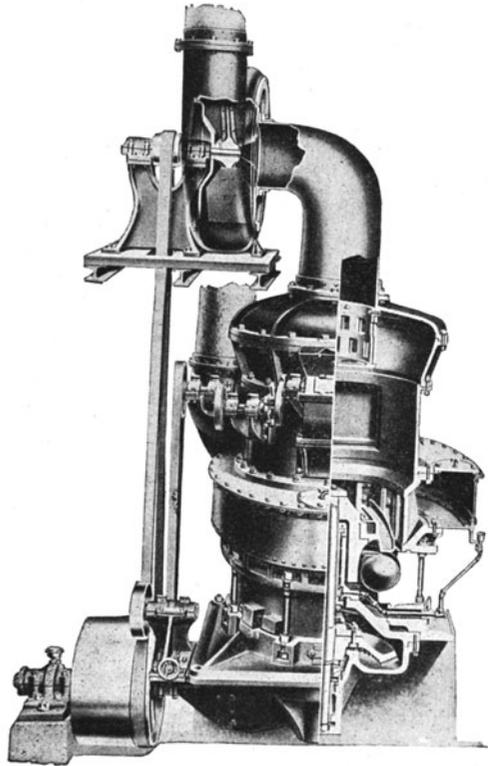


Abb. 46. Fuller-Kugelmühle mit Windsichtung von Claudius Peters, Hamburg.

Zahlentafel 10. Fuller-Mühle von Claudius Peters, Hamburg.

Durchsatz in t/h	Kraftverbrauch kWh/t (bei Siebsichtung)	Touren- zahl der Mühlen- welle je min	Grundfläche in m ²	Gewicht in t	Mahl- feinheit
0,45—0,55	14—17	300	1,3×1,3	3,6	10—12 vH
2 —2,5	10	210	1,8×1,8	7,5	Rückstand
4 — 6	7,5—10	160	1,9×1,9	13,0	auf
8 — 10	7,5— 9	130	2,5×2,5	27,3	4900-Sieb

Ebenfalls mit festem wagerechten Mahlring ist die Raymond-Pendelmühle versehen (Abb. 49), die in der amerikanischen Kohlenstaubpraxis große Verbreitung gefunden hat. An einer auf vertikaler Welle aufgekeilten Nabe sind je nach Größe der Mühle 2—6 Pendel freischwingend aufgehängt, an deren Ende sich je eine Mahlwalze befindet. Diese wird bei drehender Welle durch die Fliehkraft gegen den Mahlring gepreßt, auf welchem sie sich abwälzt. Die Stückkohle wird von einem Pflug, der unter dem Mahlring auf der Welle sitzt, zwischen Walze und Mahlring geworfen; die unter dem Mahlring am Umfang der

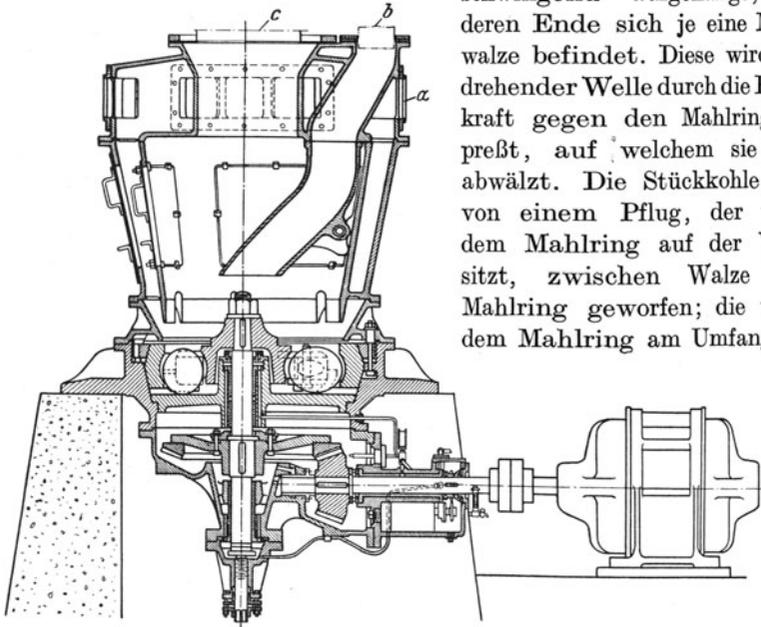


Abb. 47. Fuller-Lehigh-Kugelmühle mit Windsichtung, Durchsatz = 15—20 t/h.
a Lufterinlaß, b Kohleneinlauf, c Anschluß zum Staubabscheider.

Mühle eintretende Luft ergreift die zerkleinerte Kohle und führt sie dem über der Mühle befindlichen Windsichter zu. Die Schmierung der Pendellager erfolgt alle 1 bis 2 Tage von Hand oder dauernd durch Preßschmierung.

Zahlentafel 11.

Raymond-Mühlen der Maschinenbauanstalt C. Mehler, Aachen.

Durchsatz in t/h	Kraftverbrauch für Mühle und Ventilator in kWh/t	Tourenzahl der Mühlen- welle je min	Gewicht, ein- schl. Wind- sichter, Venti- lator und Staubab- scheider in t	Mahl- feinheiten
0,8—1,0	20—25	380	6,5	8—15 Rück- stand auf 4900-Sieb
1,6—2,0	17—21	300	10,0	
2,4—3,0	13,5—17	260	11,0	
4—5	12—15	240	15,0	

Die Mühlen werden bis zu einer Leistung von 15 t/h hergestellt.

Die Dreiwalzen-Ringmühle (Abb. 50 und 51), die in Deutschland von einer Anzahl von Firmen hergestellt wird, besteht im wesentlichen aus einem freilaufenden vertikalen Mahlring aus Hartstahl und drei gegen dessen Innenfläche durch Federkraft gepreßte Stahlwalzen. Die oberste Walze wird angetrieben und versetzt den Ring in Drehung, so daß sich die anderen Walzen an diesem abwälzen. Die Durchtrittsöffnungen für die unteren freibeweglichen Walzen sind mit federnden Abdichtungen versehen. Die Kohle wird über einer der Walzen eingeführt. Das im unteren Teil der Mühle angesammelte Mahlgut wird mit Becherwerk (Abb. 57) oder mit Saugluft (Abb. 56) einem Windsichter zugeführt.

Die Dreiwalzen-Ringmühle erfreut sich in Deutschland neuerdings wegen ruhigen Ganges und leichter Zugänglichkeit zunehmender Beliebtheit.

Die wichtigsten Daten der Dreiwalzen-Ringmühle, Bauart Rema, gehen aus Zahlentafel 12 hervor.

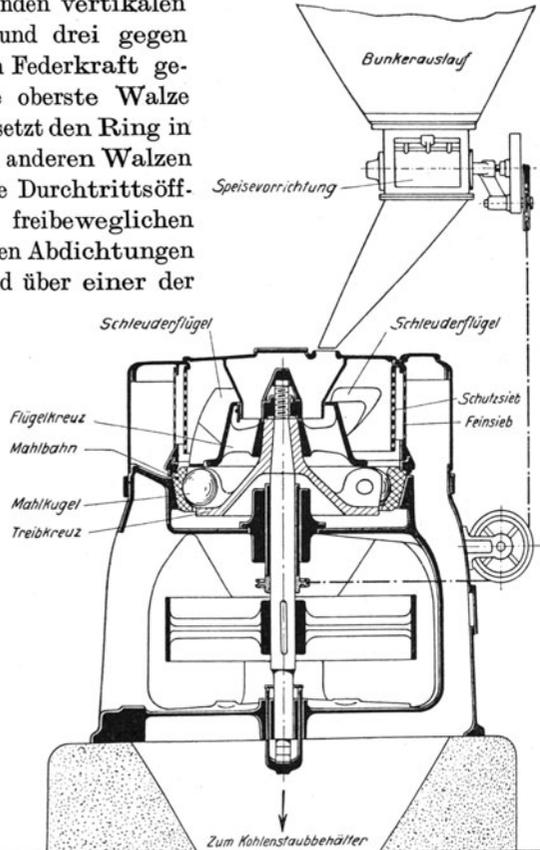


Abb. 48. Roulette der Amme-Luther-Werke ¹⁾. M. ~ 1:35.

Zahlentafel 12. Dreiwalzen-Ringmühle, Bauart Rema, der Rheinischen Maschinenfabrik A.-G., Neuß.

Durchsatz in t/h ²⁾ bei vH. Rückstand auf Sieb Nr. 70		Durchmesser d. Mahlrings in m	Kraftbedarf in kW ³⁾	Raumbedarf ⁴⁾		Gewicht ⁴⁾ in t
5 vH	25 vH			Grundfl. in m ²	Höhe in m	
0,1	0,2	0,35	3,7— 5,2	0,6	1,3	0,6
0,4	0,8	0,65	11 — 15	2,0	2,1	2,5
1,2	2,0	1,00	45 — 60	4,0	3,0	7,0
2,0	3,0	1,25	65 — 90	6,0	3,6	11,0
3,0	6,0	1,5	90 — 120	8,0	4,3	16,0
6,0	12,0	2,15	160 — 200	10,5	6,2	35,0
12,0	24,0	3,0	290 — 350	26,0	8,0	73,0

¹⁾ Münzinger; Kohlenstaubfeuerungen für ortsfeste Dampfkessel, Berlin 1921.

²⁾ Bezogen auf Trockengut. ³⁾ Einschl. Ventilator. ⁴⁾ Ohne Elektromotor.

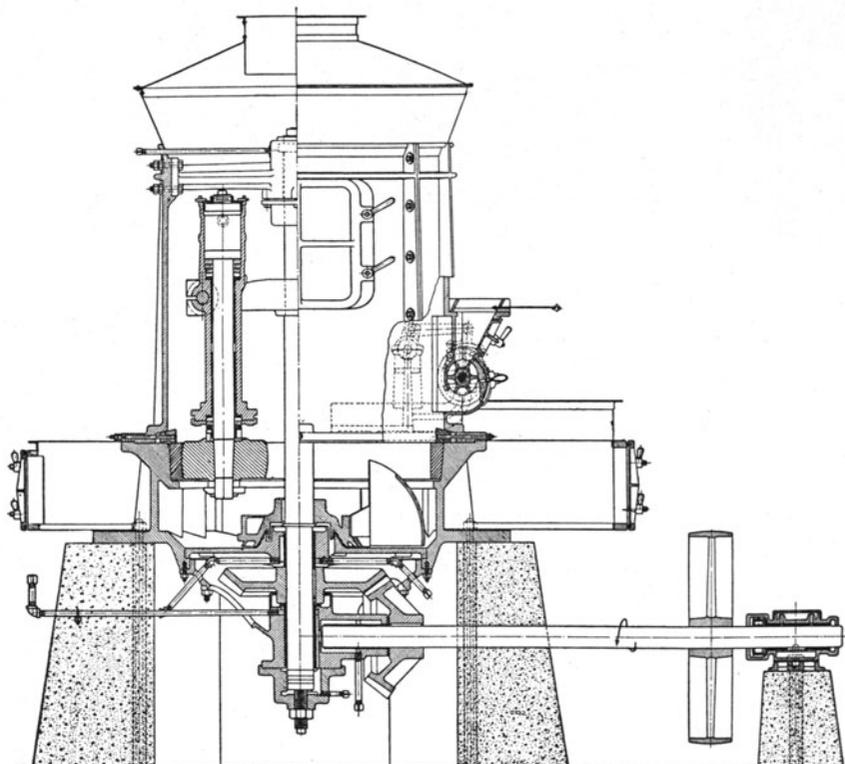


Abb. 49. Raymond-Pendelmühle der Maschinenfabrik C. Mehler in Aachen.

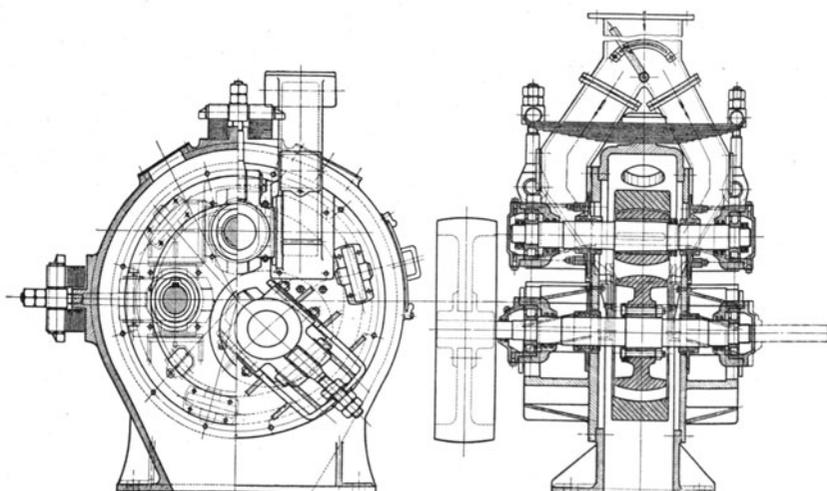


Abb. 50. Dreiwalzen-Ringmühle von Gebr. Pfeiffer in Kaiserslautern.

Bei der erst kürzlich auf den Markt gekommenen Bethlehem-Pendelmühle (Abb. 52) ist das Prinzip des alten Kollerganges wieder zu Ehren gekommen. Auf einem wagerechten Teller, der etwa 120—200 Umdrehungen/min hat, sind zwei konzentrische Mahlbahnen befestigt; auf der äußeren wälzen sich 5, auf der inneren 4 Mahlrollen ab. Diese

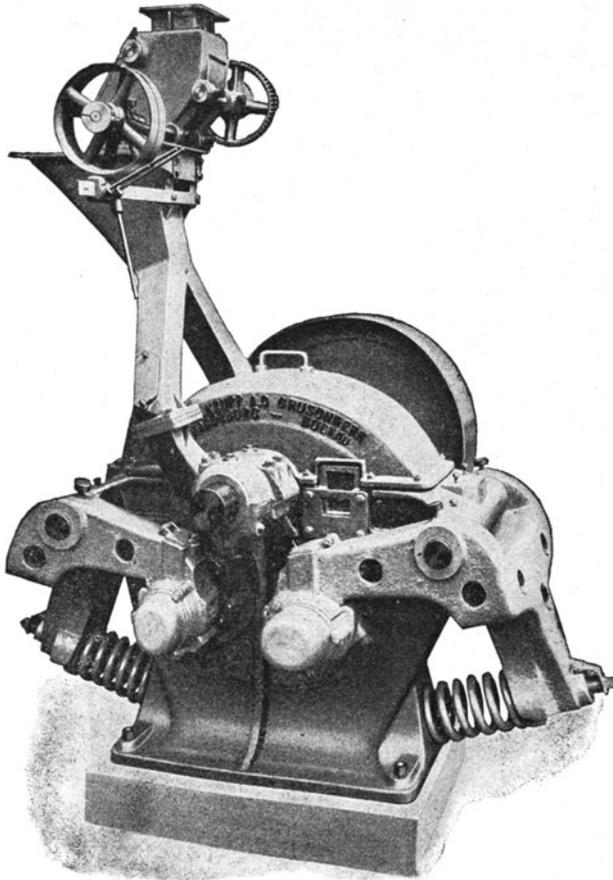


Abb. 51. Dreiwalzen-Ringmühle des Krupp-Gruson-Werks.

sind an Pendeln angebracht, welche durch federnde Abdichtungen aus dem Mühlenraum nach außen ragen und um je einen an der Fundamentplatte befestigten Bolzen schwingen können. Durch Anspannen einer Spiralfeder kann der Druck der Rolle gegen die Mahlbahn beliebig geändert werden. Die Schmierung sämtlicher beweglicher Teile erfolgt von außen und während des Betriebes. Das Mahlgut fällt zunächst auf die Mitte des drehenden Tellers und gleitet auf diesem infolge der

Zentrifugalkraft allmählich nach außen. Das Material ist daher dauernd in Bewegung. Am Rand des Tellers wird es von einem am Umfange der Mühle eintretenden Luftstrom ergriffen und wie bei der Raymondmühle

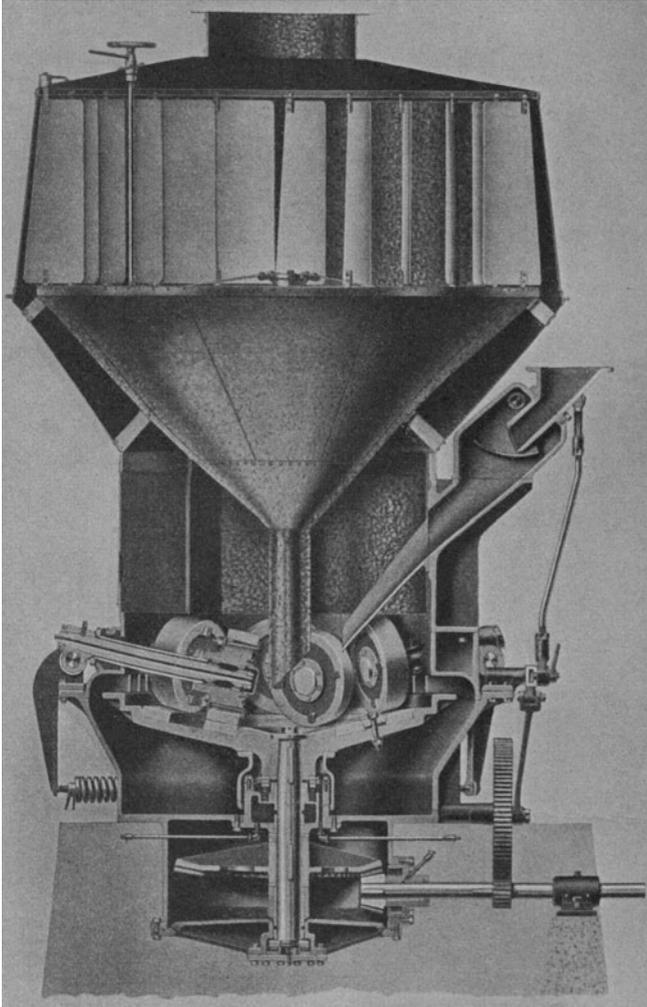


Abb. 52. Bethlehem-Pendelmühle der Bethlehem Steel Co.

nach oben in den Windsichter befördert. Das noch zu Grobe fällt durch den inneren Konus des Sichters auf den Mittelpunkt des Tellers zurück. Obwohl über die Mühle noch keine Dauerergebnisse vorliegen,

muß sie auf Grund der auf Seite 125 gemachten Ausführungen als eine der aussichtsreichsten angesehen werden.

Während alle bisher beschriebenen Mühlen einer der auf Seite 91 aufgezählten drei Gruppen (Schlägermühlen, Schwerkraftmühlen und Wälzmühlen) angehören, verkörpert die trieblose Mühle von Barthelmeß ein besonderes Mahlprinzip. Bei diesem wird die vom Windstrom ergriffene Kohle über Mahlflächen, die aus einem harten, schleißfesten Material bestehen, hinweggeführt und dabei gleichsam feingerieben. Die Mühle selbst (Abb. 53) hat also keine beweglichen Teile, steht vielmehr vollkommen still. Die Mahlbahn besteht aus zusammengebauten Platten aus Korund, die spiralförmige Gänge enthalten. Der Windsichter ist der gleiche wie bei den Rema-Mühlen (Abb. 56).

Wenn auch noch keine abschließenden Erfahrungen mit dieser neuartigen trieblosen Mühle vorliegen, so beansprucht sie doch wegen des Fehlens jeglicher beweglichen Teile die Aufmerksamkeit der Kohlenstaubpraxis.

3. Sieb- und Windsichtung. Wie aus dem vorigen Abschnitt hervorgeht, sind die meisten Mühlen zur Entfernung des Feingutes entweder mit Sieben oder Windsichtern ausgerüstet. Während das Mahlgut bei Siebmühlen bis zu seiner endgültigen Feinung in der Mühle bleibt, durchkreist es bei Windsichtung Mühle und Windsichter so lange, bis es die erwünschte Feinheit besitzt. Ohne Sieb- oder Windsichtung arbeiten nur manche Rohrmühlen, deren Länge so groß ist, daß das gesamte, am Auslaufende ankommende Mahlgut die endgültige Feinheit besitzt. Die Feinheitskennlinie hat, wie auf Seite 119 noch gezeigt wird, für viele Zwecke einen flacheren Verlauf, als für die Verbrennung nötig und vom Standpunkt des Mühlenkraftbedarfes erwünscht ist.

Die Siebsichtung, die in ihrer einfachsten Form Abb. 48 zu entnehmen ist, wird bei kleineren und mittleren Mühleneinheiten seit langem erfolgreich angewendet. Übliche Siebnummern sind Nr. 30 (900-Maschen-sieb) und Nr. 40 (1600-Maschensieb); die Geflechte werden meistens aus Bronzedraht hergestellt. Als Vorzüge der Siebsichtung sind ihr

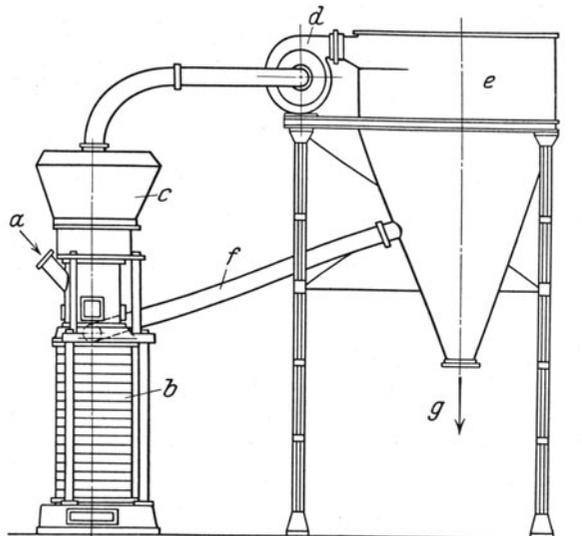


Abb. 53. Trieblose Mühle von Barthelmeß (ausgeführt von der Rhein. Maschinenfabrik „REMA“ in Neuß).

a Kohle einlauf, b Mühle, c Windsichter, d Ventilator, e Staubabscheider, f Lufrücklauf, g Feinstaub.

geringer Kraft- und Platzbedarf zu nennen. Als Nachteile der Siebe werden angeführt: Verspannen beim Einbau; Beschädigungen während des Betriebes; Verstopfung bei feuchtem Staub; schneller Verschleiß, daher häufiger Ausbau; geringe Durchsatzleistung, daher schwierige Unterbringung bei großen Mühlen. Aus der Anordnung nach Abb. 54 ist der Versuch zu erkennen, diese Nachteile zu umgehen. Dabei ist ein elektrisch angetriebenes Zittersieb nach Abb. 20 als besondere Einheit außerhalb der Mühle in zugänglicher Weise angebracht; es besitzt große, leicht zu ersetzende Siebflächen. Anstatt den Feinstaub

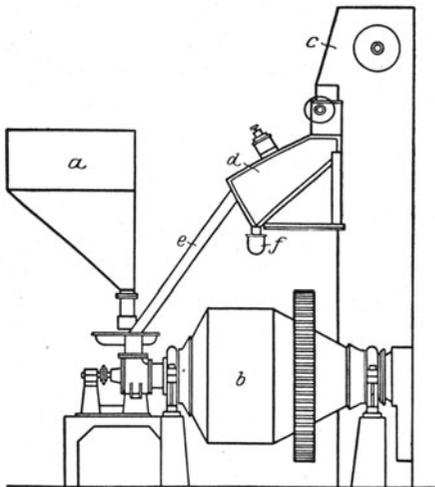


Abb. 54. Hardinge-Rohrmühle verbunden mit Tyler-Zittersieb.

a Rohkohlenbunker, *b* Rohrmühle, *c* Becherwerk, *d* Zittersieb, *e* Griesse, *f* Feinstaub,

durch Schnecken zu entfernen, kann er auch mit einem die Siebfläche durchdringenden Luftstrom abgesaugt werden. Durch derartige selbständige Siebeinheiten läßt sich auch der Durchsatz von sichterlosen Rohrmühlen nachträglich erheblich steigern.

In ähnlicher Weise gehen die Amme-Luther-Werke vor, indem sie mechanisch bewegte Plansichter benutzen; die Siebe sind mit einer selbsttätigen Abbürstvorrichtung ausgerüstet.

Ein weiterer, vorläufig noch mehr theoretischer als praktischer Vorzug der Siebsichtung ist der steile Anstieg der Kenn-

linie und der daraus folgende geringe Kraftbedarf der Mahlung (siehe Seite 119). Gelingt es, Durchsatz und Haltbarkeit der Siebe zu steigern, so kann die Siebsichtung große Bedeutung erlangen. Es wäre daher zum mindesten vorschnell, die Siebsichtung als „überwundenen Standpunkt“ zu bezeichnen.

Bei den Windsichtern lassen sich zwei Arten unterscheiden:

- a) Windsichter mit durchtretendem Luftstrom (offene Windsichter)¹⁾,
- b) Windsichter mit innerem Luftkreislauf (geschlossene Windsichter).

¹⁾ Diese Windsichter werden auch „pneumatische“ Windsichter genannt; die Bezeichnung trifft, streng genommen, nicht das Wesentliche, weil bei den unter b) genannten Windsichtern die Scheidung ebenfalls im Luftstrom erfolgt.

a) Offene Windsichter. Die primitivste Form findet sich bei den Schlägermühlen; Mahl- und Sichterfall zusammen; die durchströmende Luftmenge soll erst sichten und dann das Mahlgut fördern. Beide Aufgaben lassen sich aber nicht befriedigend im gleichen Raum erfüllen. Es besteht leicht die Neigung, daß sich die Mühle entweder verstopft, oder daß das Mahlgut zu grob wird. Es ist daher grundsätzlich die Trennung von Mahl- und Sichterfall zu fordern, wobei das

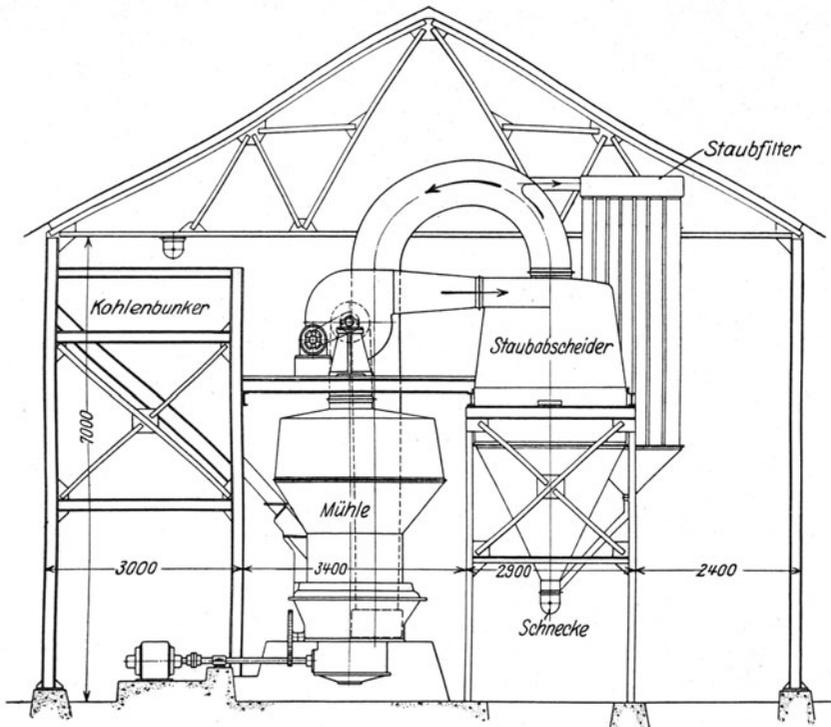


Abb. 55. Zusammenbau von Bethlehem-Mühle, Staubabscheider und Staubfilter.

im letzteren zurückgewiesene Grobgut wieder zur Mühle zurückkehrt. Hiernach wird bei allen neueren Ausführungen verfahren, wobei vom Luftstrom in der Regel folgende Apparate der Reihe nach durchlaufen werden (Abb. 55): die Mühle, in welcher der Luftstrom das erzeugte, auch gröbere Teile enthaltende Mahlgut aufgreift; der über der Mühle befindliche Sichter, in dem die gröberen Körner durch Richtungsänderung und Geschwindigkeitsverminderung des staubhaltigen Luftstroms abgeschieden und an die Mühle zurückgewiesen werden; der Ventilator; schließlich der Staubabscheider oder Zyklon, der das abgeseigte Feingut von der Luft trennt; diese kehrt beim

indirekten Aufbereitungsverfahren¹⁾ in der Regel zur Mühle zurück, um den Kreislauf von neuem zu beginnen. Der Zyklon steht hierbei unter Überdruck; er kann jedoch auch vor den Ventilator gesetzt werden und hat dann Unterdruck. Das im Staubabscheider abgesetzte Feingut gelangt durch Schnecken oder Zellenradspeiser zu den Staubbunkern. Beim direkten Aufbereitungsverfahren fällt der Staubabscheider fort und das den Sichter verlassende Staubluftegemisch geht unmittelbar zu den Brennern.

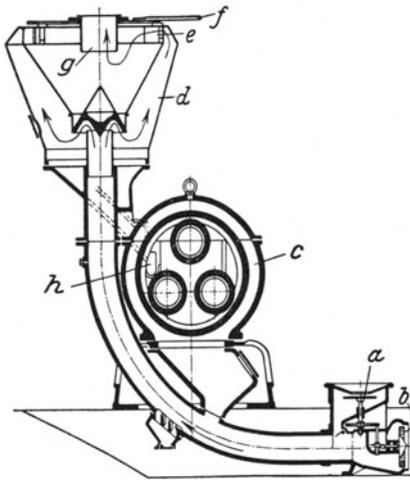


Abb. 56. Vamco-Dreiwalzen-Ringmühle der REMA (Rheinische Maschinenfabrik, Neuß).

abscheider fort und das den Sichter verlassende Staubluftegemisch geht unmittelbar zu den Brennern.

Eine übliche Sichterbauweise ist Abb. 52 zu entnehmen; sie wird in ähnlicher Ausführung auch bei Raymond- und Fullermühlen verwendet. Im Raum zwischen äußerem und innerem Kegel findet bereits eine Vorabscheidung statt, indem die größeren, vom Luftstrom zunächst mitgerissenen Stücke umkehren und wieder in die Mühle fallen. Die staubführende Luft tritt alsdann durch regelbare Lamellen tangential in den eigentlichen Sichterraum ein. Dort lösen sich die noch zu groben Bestandteile durch ihre Zentrifugalkraft aus dem nach

oben abgelenkten Luftstrom ab und gelangen durch den inneren Kegel wieder in die Mühle, während das Feingut mit der Luft zum Staubabscheider (Zyklon) oder zu den Brennern abzieht. In ähnlicher Weise wirken die in Abb. 40, 41, 42, 45, 46, 47 und 49 gezeigten Sichter.

Die Mühle braucht nicht selber in den Luftweg mit eingeschaltet zu werden; das Mahlgut kann auch durch Schwerkraft oder auf mechanischem Wege in den Luftstrom gebracht werden. Derartige Fälle liegen z. B. bei solchen Rohr- oder Dreiwalzen-Ringmühlen vor, die nicht vom Windstrom selbst durchspült werden, gleichwohl aber an einen Windsichter angeschlossen sind (Abb. 56).

Die bei *a* aufgebene Kohle gelangt gemeinsam mit dem aus der Mühle fallenden Mahlgut zunächst in den Windsichter *d*, wobei eine pilzförmige Haube passiert werden muß, in welcher das Grobe in ähnlicher Weise wie bei dem in Abb. 45 gezeigten Windsichter abgeschleudert wird, um in die Mühle zurückzugleiten. Das auf diese Weise von den groben Stücken befreite Gut wird alsdann in

¹⁾ Siehe Seite 56.

den mit verstellbaren Lamellen ausgerüsteten Windsichter auf den gewünschten Feinheitsgrad gebracht und abgesaugt, um entweder wie in Abb. 55 in einem Staubabscheider von der Luft getrennt oder mit dieser unmittelbar zum Brenner gefördert zu werden. Da namentlich im letzteren Falle ein konstantes Verhältnis zwischen Mahlgut und Luftmenge erforderlich ist, wird vom Luftstrom ein kleines Flügelrad *b* angetrieben, welches dem Zuteiler *a* eine der Luftmenge entsprechende Umdrehungszahl mitteilt. Ein Beispiel für mechanische Einführung des Mahlgutes in den Windstrom gibt Abb. 57 wieder. Das

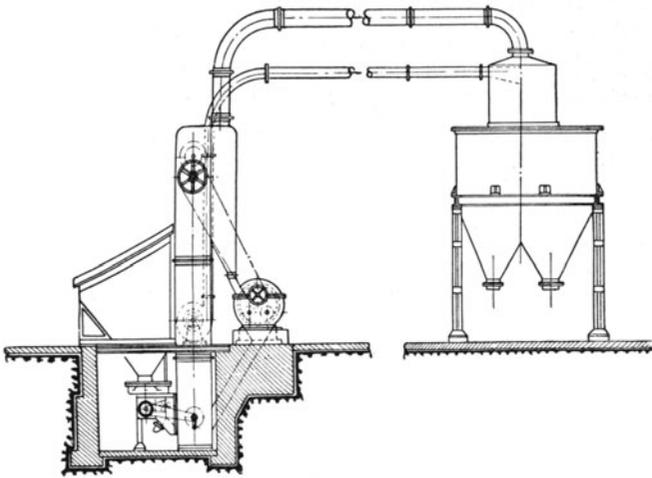


Abb. 57. Dreiwalzen-Ringmühle mit Becherwerk, Windsichter, Zyklon und Staubbunker der Firma Berg & Co. in Berg-Gladbach.

Mahlgut wird zusammen mit dem aus dem Aufgabebunker kommenden Rohgut von einem Becherwerk in den Sichter gehoben und dort gefeint; das Grobe fällt in die Mühle, während das Feingut durch den Ventilator in den über dem Zwischenbunker befindlichen Staubabscheider geblasen wird. Die Luft vollführt dabei den üblichen Kreislauf.

Für die Mahltrocknung¹⁾ eignen sich Anordnungen nach Abb. 56 und 57 besonders gut, da die Mahlwerkzeuge außerhalb des heißen Trockengasstromes bleiben.

Der Ventilatorbedarf ist bei den beschriebenen Ausführungen wegen der großen umgewälzten Luftmengen (3—5 m³/kg Feinstaub) und der im Windsichter auftretenden Strömungswiderstände (durch Wirbel und Richtungswechsel) ziemlich hoch und beträgt 3—8 kWh/t Staub.

¹⁾ Siehe Seite 86.

Eine gewisse Ergänzung des kreisenden Luftstromes durch angesaugte Außenluft ist infolge der stets vorhandenen Undichtheiten, namentlich der Mühle, nicht nur unvermeidlich, sondern wegen der auf Seite 85/86 erwähnten Nachtrockung sogar erwünscht. Bei ausgesprochener Mahltrocknung ist natürlich ein großer Teil der Luft oder des Gases zu erneuern. Um zu vermeiden, daß durch die von außen hinzutretende Luft ein unzulässiger Überdruck entsteht, sind Luftklappen vorzusehen, durch welche die Überschußluft ins Freie treten kann. Diese enthält noch geringe, auch durch die größten Abscheider nicht zurückgewinnbare feinste Staubmengen, die in der Regel 0,2 vH des Mahlgutes nicht überschreiten. Immerhin können auch diese kleinen Mengen die Anwohner-

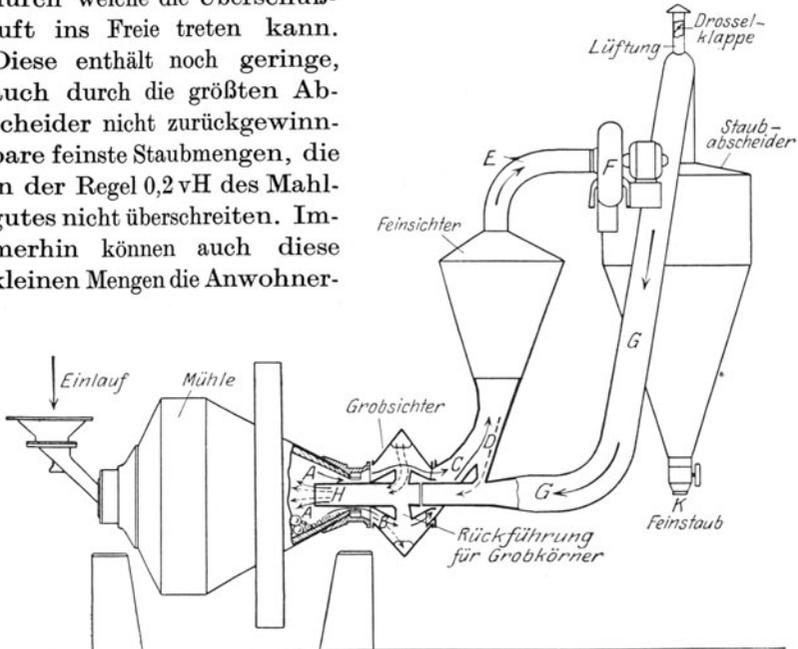


Abb. 58. Hardinge-Rohrmühle mit Windsichter und Staubabscheider (siehe auch Abb. 44).

schaft oder empfindliche Nachbarbetriebe belästigen; in solchen Fällen sind Filter¹⁾ zu verwenden.

Ein neuerer, von den bisherigen Ausführungen abweichender offener Windsichter ist in Abb. 58 in Verbindung mit der auf Seite 94 bereits beschriebenen Hardinge-Rohrmühle dargestellt. Die Sichtung erfolgt ähnlich wie bei den Sichtern nach Abb. 52 und 56 stufenweise in zwei hintereinandergeschalteten, vom Luftstrom durchspülten Räumen. Das zum Austragende der Mühle gelangte Mahlgut wird zunächst in dem ringförmigen Spalt A vom Sichterluftstrom ergriffen und in den mit der Mühle sich drehenden Grobsichter überführt. Die größeren Kör-

¹⁾ Siehe Seite 160f.

ner fallen in dem sich ausweitenden Raum durch Geschwindigkeitsverminderung aus dem Luftstrom aus; sie setzen sich am tiefsten Teil des Grobsichters zwischen den eingebauten Streuschaufeln ab, werden von diesen wieder gehoben und in den vom Luftstrom durchspülten Querschnitt geschüttet, wobei noch etwa vorhandenes Feingut abgelenkt

und nach *C* mitgenommen wird. Das verbleibende Grobgut gelangt alsdann durch schneckenartig angeordnete Kanäle in das Zentralrohr *H* und von dort zusammen mit dem aus dem Zyklon zurückkehrenden entstaubten Luftstrom in die Mühle zur Nachmahlung. Der vorgesichtete Staub tritt mit dem Luftstrom in den Feinsichter über, wo er infolge abermaliger Volumvergrößerung und entsprechender Geschwindigkeitserniedrigung entgültig gefeint wird. Das zurückgewiesene Gut gelangt über *D* und *H* wieder in die Mühle. Der Kreislauf des Luftstromes schließt sich in der üblichen Weise durch den Ventilator und Zyklon. Es ist anzunehmen, daß der Kraftbedarf geringer als bei der älteren Bauart ist, weil scharfe Richtungswechsel vermieden sind und der Sichtvorgang so in zwei Stufen unterteilt ist, daß in jeder die für die Ausscheidung des Grob- bzw. Mittulgutes günstigsten Verhältnisse eingehalten werden können. Man kommt daher auch mit geringeren Luftmengen aus. Zahlen über den Kraftbedarf waren aus der Praxis noch nicht zu erhalten.

Die schnelle Verbreitung, die der offene Sichter neuerdings in Deutschland findet, hat unfraglich etwas Modehaftes an sich. Wenn auch die Nachteile der Siebsichtung vermieden werden, so ist trotzdem der Verschleiß in den Rohrleitungen bei aschereichen Kohlen nicht zu vernachlässigen. Vor allem aber wird der größte Nachteil des offenen Windsichters, sein verhältnismäßig großer Kraftbedarf, häufig unterschätzt; der Hinweis auf Amerika ist nicht stichhaltig. Drüben sind die Stromkosten

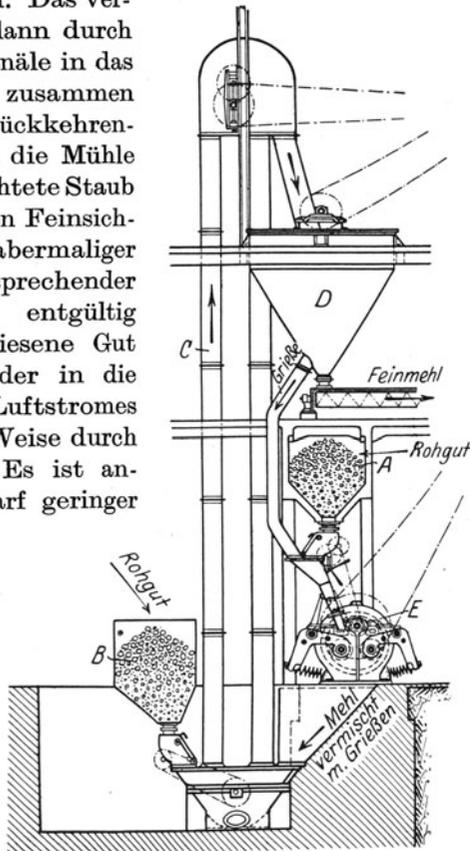


Abb. 59. Zusammenbau von Dreiwalzen-Ringmühle und Moodie-Pfeiffer-Windsichter.

verhältnismäßig niedrig, die Löhne und Materialpreise für Reparaturen dagegen höher als in Deutschland. Der offene Windsichter kann daher in Amerika auch noch in Fällen wirtschaftlich sein, in denen man bei uns zu Sieben oder geschlossenen Windsichtern greifen würde. Jedoch ist der offene Sichter noch in mehrfacher Hinsicht verbesserungsfähig (siehe Seite 119); eine wirtschaftliche Abgrenzung gegenüber der Siebsichtung ist daher heute noch nicht möglich. Als Vorteile sind die

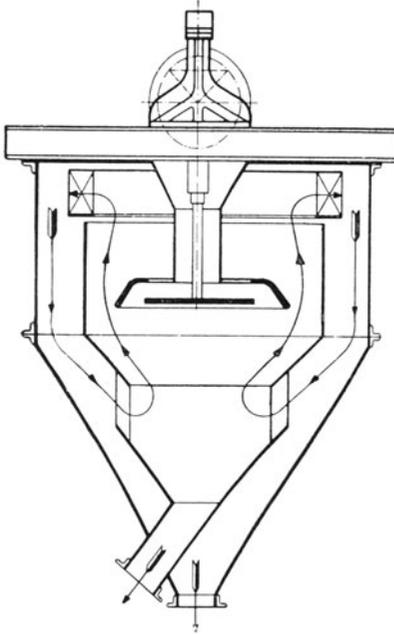


Abb. 60. Moodie-Pfeiffer-Windsichter.
Das Grobgut verläßt den Sichter durch den seitlichen (linken), das Feingut durch den mittleren Stutzen.

einfache Verbindung mit Mühlenlüftung sowie Nach- oder Mahltrocknung zu nennen, wobei allerdings zu beachten ist, daß die gleichzeitige Verwendung ein und desselben Luftstromes für Lüftung, Förderung und Sichtung auch ihre Bedenken hat; siehe Seite 127. Der offene Sichter ist bei dem heutigen Stande der Sichttechnik vor allem bei großen Mühleneinheiten und ferner bei Nach- und Mahltrocknung anzuwenden.

b) Geschlossene Windsichter.

In Deutschland sehr bekannt ist das durch Abb. 59 gekennzeichnete Verfahren von Moodie-Pfeiffer. Es wird bisher nur bei Mühlen angewendet, deren Austragung nicht durch Lüftung, sondern durch Schwerkraft erfolgt. Je nachdem das Rohgut vorwiegend stückig ist oder schon beträchtliche Feinstaub-

mengen enthält, die der Mahlung nicht bedürfen, wird es zuerst der Mühle *E* aus Silo *A* oder zuerst

dem Windsichter *D* aus Bunker *B* über Becherwerk *C* zugeführt. Der mechanisch beschickte, von Helbig verbesserte Windsichter ist in Abb. 60 im Schnitt gezeigt. Das in der Mitte oben eintretende Gut wird von einem rotierenden Streuteller in einen senkrecht nach oben gerichteten Luftkreislauf geschleudert, der von den im oberen Teil des Sichters befindlichen Ventilatorflügeln erzeugt wird. Das Grobe erliegt der Schwere und fällt, dem Luftstrom entgegengerichtet, durch den inneren Konus zur Mühle zurück, während sich Feingut und Luft im oberen Teil des äußeren Konus scheiden. Ein besonderer Abscheider zur Trennung von Staub und Luft wie bei a) ist also nicht nötig. Das Becherwerk wird in der Regel an die Entstaubung oder Filteranlage ange-

geschlossen. Die umgewälzte Luftmenge ist geringer als bei a); sie braucht zudem keine Förderarbeit zu leisten. Der Kraftbedarf ist daher viel niedriger, nämlich nur 1,6—0,3 kWh/t Feinstaub (s. Zahlentafel 13).

Zahlentafel 13.

Windsichter nach Abb. 59 des Krupp-Grusonwerkes.

Windsichter	Nr. 1	2	3	4	5	6	
Gehäuse {	Durchmesser . . . mm	1100	1500	1800	2100	2500	3000
	Höhe mm	1350	1900	2280	2580	2830	3000
Riemenscheiben: Umläufe in der Minute etwa	200	200	200	200	200	200	
Außenmaße {	Länge m	1,50	2,00	2,30	2,70	3,30	3,50
	Breite m	1,40	1,80	2,25	2,65	3,05	3,30
	Höhe m	2,00	2,40	2,80	3,15	3,50	3,75
Kraftbedarf kW	0,4	0,75	1,1	1,5	1,8	2,2	
Stundenleistung für Kohlenstaub {	bei 15vH Rückstand auf Sieb von 5000 Maschen/cm ² etwa kg	250	575	1150	2500	3500	5000
	bei 20vH Rückstand auf Sieb von 5000 Maschen/cm ² etwa	350	750	1450	3200	4500	6000

Der geschlossene Windsichter hat den wenigstens scheinbaren Nachteil, daß er im Gegensatz zum offenen Windsichter nicht in Verbindung mit Mühlenlüftung sowie Nach- und Mahltrocknung verwendet werden kann. Dem ließe sich in der durch Abb. 71 dargestellten Weise durch pneumatische Förderung des Gutes aus der Mühle zum Windsichter abhelfen. Ob die mechanische Förderung durch Becherwerk an sich weniger vorteilhaft ist als die bei offenen Sichtern übliche pneumatische Förderung mit ihrem unfraglich größeren Verschleiß, ist vorläufig eine Streitfrage. Als unanfechtbarer Vorteil des geschlossenen Sichters bleibt jedenfalls sein verhältnismäßig geringer Kraftbedarf bestehen. Beim heutigen Stande der Sichttechnik ist er vor allem bei gutgetrockneten Kohlen und mittleren Mühlenleistungen (bis zu 5 t/h) anzuwenden.

4. Eigenschaften der Mühlen. Wenn eine in Zahlen ausdrückbare Bewertung der Mühlen für bestimmte Anwendungsfelder auch nicht möglich ist, so lassen sich doch gewisse Mühlenkennzeichen feststellen und daraus die zur Weiterentwicklung einzuschlagenden Wege herleiten. Für eine Bewertung der einzelnen Mühlenarten hinsichtlich wirtschaftlichster Staubherstellung sind vor allem folgende Faktoren maßgebend: der Kraftbedarf, die Mahlfeinheit, die Durchsatzmenge, die Betriebszuverlässigkeit (Reparaturen, Verschleiß, Zugänglichkeit, Geräusche) und die Anlagekosten.

Zahlentafel 14. Kraftbedarf der Mühlen je t Nennleistung.
(Gute Steinkohle, Mühlennennleistung = 3 t/h; Feinheit = 15 vH Rückstand auf 4900-Sieb.)

	Kraftbedarf in kWh/t				Leerlauf in vH der Vollast
	Leerlauf		Vollast		
	Mahl- apparat	Wind- sich- tung	Wind- sich- tung	insgesamt	
Wälzmühle mit geschlos- senem Windsichter . .	3 — 4	1,3	1,5	10 — 12	rd. 40 — 55
Wälzmühle mit offenem Windsichter	3 — 4	3,5	4,5	13 — 15	rd. 40 — 60
Schlägermühle		6 — 9 ¹⁾		20 — 25	rd. 20 — 45
Schwerkraftmühle		20 — 25		20 — 25	rd. 100

a) Kraftbedarf. Um den Einfluß der Mühlenbauart auf den Kraft- oder besser gesagt Arbeitsbedarf zu kennzeichnen, dient

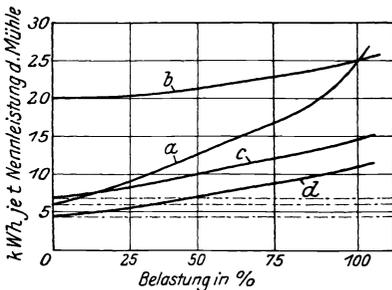


Abb. 61. Arbeitsbedarf je t Nennleistung in Abhängigkeit von der Belastung.

a) Schlägermühle, b) Schwerkraft-(Rohr-)Mühle, c) Wälzmühle mit offenem Windsichter, d) Wälzmühle mit geschlossenem Windsichter.

lenstaub bei einem Feinheitsgrad von etwa 15 vH Rückstand auf Sieb Nr. 70 (4900 Maschen). Zahlentafel und Abbildung dienen lediglich zur Darstellung der allgemeinen Verhältnisse, da Einzeluntersuchungen, welche sämtliche Mühlenarten umfassen, noch nicht

¹⁾ Ventilator wälzt Vollast-Luftstrom im Kreislauf durch Mühle und Staubabscheider.

²⁾ Im folgenden wird die je Stunde erzeugte Fertigstaubmenge mit „Durchsatz“ bezeichnet, um den Ausdruck „Leistung“ zu vermeiden, der nur für die Bezeichnung einer Energie benutzt werden sollte. Einem allgemeinen Sprachgebrauch entsprechend ist jedoch die Bezeichnung „Nennleistung“ als Ausdruck für die maximale, bei vollbelasteter Mühle auftretende Durchsatzmenge beibehalten werden. In der Regel wird die „Nennleistung“ auf Steinkohle und einen Rückstand von 10–15 vH auf Sieb Nr. 70 (4900 Maschen) bezogen. Eine Normung dieses Begriffs steht noch aus.

Zahlentafel 14. In dieser wird einerseits nach eigentlicher Mahlapparat und Sieber, und andererseits nach Leerlauf und Vollast geschieden. Man erkennt daraus ohne weiteres die großen Unterschiede bei den einzelnen Mühlenarten. Noch deutlicher zeigt sich dies, wenn man den Arbeitsbedarf, bezogen auf die Tonne Nennleistung (Nenndurchsatz) der Mühle über verschiedenen Durchsatzmengen aufträgt; Abb. 61²⁾. Die Linien beziehen sich auf Mühlen mit einer Nennleistung von etwa 3t/h Steinkohlen-

vorliegen. Die Leerlaufarbeit ist wie bei allen Arbeitsmaschinen natürlich konstant und daher durch Parallele zur Abzissenachse dargestellt. Die Differenz zwischen gesamter Arbeit und Leerlauf ist die Zusatzarbeit in kWh/t Nennleistung. Während bei der Schlägermühle, Linie *a*, die Leerlaufarbeit gering ist, steigt die Zusatzarbeit mit wachsendem Durchsatz und zunehmender Dichte des Staubluftgemisches sehr schnell an; dies ist wahrscheinlich zum Teil darauf zurückzuführen, daß sich im unteren Teil der Mühle ein kraftverzehrendes Staubkissen zu bilden beginnt; außerdem ist anzunehmen, daß ein verhältnismäßig großer Teil der Zusatzarbeit als verlustbringende Reibungsarbeit in der Mühle verbraucht wird. Aus Linie *b* ist die hohe Leerlaufarbeit der Schwerkraftmühlen (Rohrmühlen) zu erkennen. Für die geringe Zunahme der Zusatzarbeit wird noch später der Grund angegeben werden. Bei den Wälzmühlen steigt die Zusatzarbeit nach den fast geraden, nur schwach durchhängenden Linien *c* und *d* an. Ein Vergleich beider Linien zeigt den ungünstigen Einfluß der offenen Windsichter.

Nachdem diese Linien vom Verfasser auf Grund verschiedener Feststellungen aus der Praxis aufgezeichnet worden waren, kamen Rosin und Rammmler in ihrer Untersuchung über den Arbeitsbedarf von Kohlenstaubmühlen (3. Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates, S. 11) zu dem Ergebnis, daß die Zusatzarbeit der von ihnen untersuchten Wälzmühlen linear mit der Belastung anwächst. Dabei ist jedoch der mit der Belastung veränderliche Wirkungsgrad des Antriebsmotors nicht berücksichtigt worden. Die Linie dürfte daher nur näherungsweise eine Gerade sein, und zwar wahrscheinlich dann am ehesten, wenn die Mahlfeinheit konstant gehalten wird. Da sie jedoch nach Seite 121 bei windgesichteten Mühlen mit zunehmender Belastung steigt, so ist die geringe Durchbiegung der Kurven *c* und *d* der Abb. 61 zum mindesten plausibel. Eine nachträgliche Bestätigung für den Verlauf der Linien *c* und *d* der Abb. 61 für Wälzmühlen mit Windsichtung geben Versuche an einer Bethlehem-Pendelmühle; dabei stellte sich heraus, daß die kWh-Anzeigen für Mühle und Ventilator einzeln und zusammen mit steigendem Durchsatz, aber gleichbleibender Mahlfeinheit nach Linien ansteigen, die nach unten schwach durchhängen. Bei Wälzmühlen mit Siebsichtung, über die noch keine Unterlagen aus der Praxis vorliegen, und die daher in die Abbildung nicht mit aufgenommen werden konnten, ist die Linie der Zusatzarbeit wahrscheinlich nicht nach unten, sondern nach oben durchgebogen, weil der Feinheitsgrad bei Teillasten größer als bei Vollast ist. Immerhin darf die von den obigen Verfassern behauptete Gradlinigkeit ohne großen Fehler angenommen werden, solange es sich um Wälzmühlen handelt und man sich zwischen Halb- und Vollast bewegt.

Bezieht man den gesamten Arbeitsbedarf auf die bei den einzelnen Teillasten tatsächlich erzeugten t Staub, so erhält man mit abnehmendem Durchsatz einen hyperbelastartigen Anstieg. Daraus folgt, daß die Mühlen möglichst voll belastet werden sollten; und zwar gilt dies für Rohrmühlen in höherem Maße als für Wälzmühlen, und für diese wieder mehr als für Schlägermühlen.

Bei derartig verschiedenem Verhalten der Mühlen ist es angebracht,

auf die einzelnen Summanden des Arbeitsbedarfes näher einzugehen. Von der an die Mühlenwelle abgegebenen mechanischen Arbeit dient nur ein verhältnismäßig geringer Teil zur Zerkleinerung. Dieser ideelle Arbeitsaufwand schwankt mit Kohlenart und Feinheitsgrad wahrscheinlich innerhalb weiter Grenzen und ist seiner Größe nach noch unbekannt. Der Rest der aufgewendeten Arbeit dient zur Deckung der Verluste. Behält man die Einteilung in Leerlauf- und Zusatzarbeit bei, so setzt sich die erstere nur aus Verlusten (Leerlaufverlusten) zusammen, während die letztere aus der ideellen Zerkleinerungsarbeit und den zusätzlichen, bei Leerlauf nicht vorhandenen Verlusten (Zusatzverlusten) besteht.

a) Leerlaufverluste. Zum Leerlaufverlust der eigentlichen Mühle, d. h. des Mahlapparates, ist derjenige der Lüftung oder Windsichtung hinzuzuzählen, da der Mahlapparat z. B. bei den Schlägermühlen mit dem Ventilator und bei einer Anzahl von Wälzmühlen mit dem Windsichter eine geschlossene Einheit bildet. Trotzdem sollten beide Leerlaufbeträge bei Versuchen streng geschieden werden, da es Mühlen gibt, bei denen niedrigem Leerlaufverlust des Mahlapparates ein verhältnismäßig hoher Arbeitsbedarf des Windsichters gegenübersteht¹⁾. Da in Zukunft bei Versuchen einheitlich vorgegangen werden sollte, sei auf die Begriffsbestimmung der einzelnen Verluste kurz hingewiesen.

Der Leerlaufverlust des eigentlichen Mahlapparates ist bei völlig abgeschlossenen Ein- und Austrittsöffnungen und stillstehenden oder abgenommenen Ventilatorflügeln festzustellen; er setzt sich aus den folgenden, im einzelnen nicht weiter bestimmbareren Beträgen zusammen:

1. Reibungsarbeit in den Lagern und zwischen den einzelnen Mahlelementen; dieser Betrag ist bei den Schlägermühlen am geringsten, bei den Schwerkraftmühlen infolge der vielgliedrigen schweren Mahlfüllungen sehr erheblich und innerhalb der Wälzmühlen um so geringer, je mehr die Reibung zwischen den einzelnen Mahlelementen rollender statt gleitender Art ist. (Gleitende Reibung liegt z. B. bei der Bonnotwalzenmühle, Abb. 45, zwischen Mitnehmer und Kugel vor.) Wichtig sind staubdichte Lager, gute Schmierung und Instandhaltung.

2. Ventilatorarbeit der umlaufenden Mahlelemente; dieser Betrag ist bei den Schlägermühlen am größten und bei den Schwerkraftmühlen am kleinsten; er ist innerhalb der Wälzmühlen bei schnellaufenden Maschinen größer als bei langsam laufenden. Niedrig sind die Ventilatorverluste ferner bei glatten einfachen Formen der umlaufenden Mahlteile bei Dreiwalzen-Ring- und Bethlehem-Pendelmühlen oder bei eingekapselten Armaturen gemäß des in Abb. 69 gemachten Vorschlages.

3. Bei den Schwerkraftmühlen tritt als weiterer erheblicher Leerlaufverlust noch der zur Hebung der Füllung nötige Arbeitsaufwand hinzu, vermindert um den Teil der zurückgewonnenen mechanischen Arbeit, der beim Aufprall der fallenden Mahlkörper nutzbringend zur Drehung der Trommel beiträgt. Nach einer amerikanischen Angabe betrug bei einer Rohrmühle die Leerlaufleistung 10 kW/t Mahlkörper, wenn diese 20 vH des Rohrinhaltes ausfüllen, 8 kW/t bei 30 vH und 7 kW/t bei 50 vH. Mit abnehmender Füllung nimmt also der Leerlaufkraftbedarf selbst ab, bezogen auf die Tonne Mahlkörper dagegen zu.

4. Ein weiterer, oft bedeutender Verlust tritt vor allem bei schnellaufenden Mühlen durch Vibrationen einzelner Teile oder der ganzen Mühle auf. Grund: Schlechte Montage, ungenügende Auswuchtung oder Verschleiß.

¹⁾ Siehe Zahlentafel 14.

Zur Bestimmung des Leerlaufverlustes der Lüftungs- oder Windsichteranlage werden diese mit ihren normalen Tourenzahlen bei immer noch leerlaufendem Mahlapparat an die Mühle angeschlossen, wobei die Luftmenge die gleiche wie bei Vollast sein muß.

Mit Hilfe der Kilowattanzeigen des oder der antreibenden Elektromotoren, ihres bekannten Wirkungsgrades und desjenigen des Triebwerkes zwischen Motor und Mühle lassen sich die Leerlaufverluste von Mahlapparat und Lüftungs- oder Windsichteranlage einzeln bestimmen. Bei Mühlen, die ihren Staub unmittelbar in die Feuerung blasen, ist die Leerlaufarbeit der Lüftung von der Entfernung zwischen Mühle und Feuerung abhängig; man darf daher nur mit einem Teil dieser Arbeit die Mühle belasten; bei Abnahmeversuchen wäre es das Zweckmäßigste, an die Mühlen einen Staubabscheider bestimmter, zu verabredender Größe anzuschließen und die der Vollast entsprechende Luftmenge im Kreislauf durch Mühle und Windsichter umzuwälzen.

Der Leerlaufverlust des Windsichters kann, wie Zahlentafel 14 zeigt, sehr bedeutend sein; wegen seiner Verringerung sei auf das auf Seite 127 Gesagte verwiesen.

β) Zusatzverluste. Die bei Belastung eintretenden Zusatzverluste setzen sich folgendermaßen zusammen:

1. Zusätzliche Reibungsarbeit zwischen den einzelnen Mühlenteilen, also z. B. in den Lagern der Rollen oder Walzen oder zwischen Mitnehmer und Kugel usw. Dieser Zuwachs ist, an der Leerlaufreibungsarbeit gemessen, bei Schlägermühlen am geringsten und auch bei anderen Mühlen unbedeutend. Er fällt um so mehr ins Gewicht, je geringer die Leerlaufarbeit an sich ist. Bei Wälzmühlen empfehlen sich daher vielfach Kugel- oder Rollenlager (Rema-Dreiwalzen-Ringmühle) oder ein sorgfältig ausgebildetes Schmiersystem (Raymond- und Bethlehem-Pendelmühle).

2. Reibungsarbeit zwischen Mahlwerkzeugen und der Kohle einerseits und zwischen den Kohlenteilen untereinander andererseits. Dieser Betrag ist wahrscheinlich erheblich; er steigt mit zunehmender Belastung und abnehmender Größe der Mühle schnell an, und zwar besonders bei Schlägermühlen (siehe Abb. 61 Linie a); er kann aber durch die auf Seite 125f. vorgeschlagenen Maßnahmen verringert werden.

3. Zusätzliche Ventilatorarbeit der Mahlwerkzeuge, dadurch bedingt, daß sich diese gegenüber Leerlauf in einem schwereren und zäheren Mittel bewegen. Für die Verringerung dieses Verlustes gilt das unter „Leerlaufverluste, 2“ Gesagte.

4. Zusätzliche Ventilatorarbeit des Lüftungs- oder Windsichtventilators, verursacht durch die gegenüber Leerlauf vermehrten Reibungswiderstände des staubbeladenen Luftstroms und durch die zur Hebung des Kohlenstaubes erforderliche Arbeit (Differenz des Kraftbedarfs der Windsichtung bei Vollast und bei Leerlauf, Zahlentafel 14).

5. Bei den Rohrmühlen arbeiten sich verschiedene Einflüsse teilweise entgegen. Durch die mit den Mahlkörpern vermengte Kohle wird die Reibung vergrößert und infolgedessen die Füllung höher als bei Leerlauf gehoben; dies erhöht den Arbeitsbedarf; gleichzeitig aber wird der Schwerpunktradius der Füllung und ihre Dichte gegenüber Leerlauf verringert, was den Kraftverbrauch wieder vermindert. Je nach der Größe beider Einflüsse kann der Vollastkraftbedarf gegenüber demjenigen bei Leerlauf größer oder kleiner sein. Da innerhalb gewisser Grenzen Kraftbedarf und Mahlleistung, beides bezogen auf die t Mahlkörper, umgekehrt proportional der Mahlkörperfüllung sind, so bleiben auch bei weitgehendem Verschleiß Kraftbedarf und Leistung der Mühle fast unverändert.

Die Leerlaufarbeit je t Nennleistung ändert sich bei gleicher Mühlenart nur mit ihrer Größe (Abb. 62). Der Verlauf der Linie ist

natürlich bei den einzelnen Mühlenarten verschieden und für die gleiche Bauart ein für allemal festzustellen. Der Anstieg ist in der Regel um so steiler, je größer der anteilige Arbeitsbedarf der Windsichtung ist. Dieser Betrag steigt nämlich mit abnehmender Größe der Mühle stark an, weil die von der Luft berührten Reibungsflächen langsamer abnehmen als die Nennleistung. Dies drückt sich in der Leerlaufarbeit der Mühle bei offenem Windsichter stärker als beim geschlossenen Windsichter aus. Geht man daher zu Typen über, die größer oder kleiner sind als die, auf welche sich die Linien der Abb. 61 beziehen, so verschiebt sich Linie *c* am meisten, Linie *d* weniger stark und Linie *b*, bei der überhaupt keine Sichtung vorliegt, nur in geringem Maße nach unten oder oben.

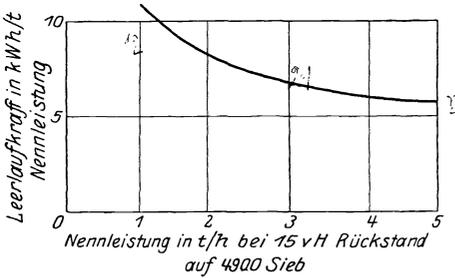


Abb. 62. Leerlaufkraftbedarf in Abhängigkeit von der Mühlengröße bei Raymond-Pendelmühlen.

Die Zusatzarbeit ist bei ein und derselben Mühlenart von der Mahlfeinheit, der Durchsatzmenge und der Mahlbarkeit der Kohle abhängig. Der Einfluß der Mahlfeinheit geht aus Abb. 63 hervor. Zu beachten ist dabei, daß die Linie praktisch für sämtliche Größen der gleichen Mühlenart gilt. Der Wert $\left(\frac{\text{Zusatzarbeit bei Nennleistung}}{\text{Nennleistung in t}} \right)$ in kWh/t ist daher bei verschiedenen Größen des gleichen Mühlentyps annähernd konstant. Da ferner die Zusatzarbeit bei ein und derselben Mühle und gleicher Mahlfeinheit mit der Durchsatzmenge etwa geradlinig ansteigt, so ist der Wert $\frac{\text{Zusatzarbeit}}{\text{zugehörige Durchsatzmenge}}$ für alle Größen des gleichen Mühlentyps und alle Durchsatzmengen bei gleicher Mahlfeinheit annähernd konstant. Dies gilt aber zunächst nur für Wälzmühlen. Den Einfluß der Feuchtigkeit auf die Zusatzarbeit zeigt Abb. 64 für eine jüngere und ältere Steinkohle und für mitteldeutsche Braunkohlen. Die Neigung der Feuchtigkeitslinie scheint für jede Kohle verschieden zu sein;

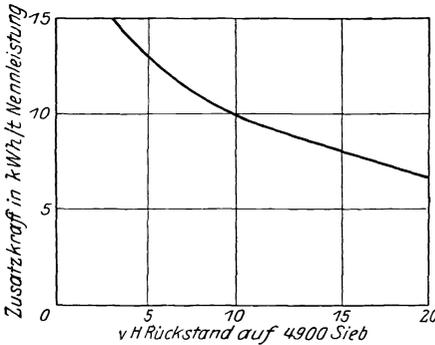


Abb. 63. Zusatzkraftbedarf in Abhängigkeit von der Mahlfeinheit bei Raymond-Pendelmühlen und Steinkohle von 2 vH Feuchtigkeit und 15 vH Asche.

mit der Durchsatzmenge etwa geradlinig ansteigt, so ist der Wert $\frac{\text{Zusatzarbeit}}{\text{zugehörige Durchsatzmenge}}$ für alle Größen des gleichen Mühlentyps und alle Durchsatzmengen bei gleicher Mahlfeinheit annähernd konstant. Dies gilt aber zunächst nur für Wälzmühlen. Den Einfluß der Feuchtigkeit auf die Zusatzarbeit zeigt Abb. 64 für eine jüngere und ältere Steinkohle und für mitteldeutsche Braunkohlen. Die Neigung der Feuchtigkeitslinie scheint für jede Kohle verschieden zu sein;

an, weil die von der Luft berührten Reibungsflächen langsamer abnehmen als die Nennleistung. Dies drückt sich in der Leerlaufarbeit der Mühle bei offenem Windsichter stärker als beim geschlossenen Windsichter aus. Geht man daher zu Typen über, die größer oder kleiner sind als die, auf welche sich die Linien der Abb. 61 beziehen, so ver-

vor. Zu beachten ist dabei, daß die Linie praktisch für sämtliche Größen der gleichen Mühlenart gilt. Der Wert $\left(\frac{\text{Zusatzarbeit bei Nennleistung}}{\text{Nennleistung in t}} \right)$

in kWh/t ist daher bei verschiedenen Größen des gleichen Mühlentyps annähernd konstant. Da ferner die Zusatzarbeit bei ein und derselben Mühle und gleicher Mahlfeinheit

die Abbildung gibt daher nur einen rohen Anhalt. Die Zunahme beträgt nach amerikanischen Messungen bei Steinkohle 0,6—1,2 kWh je 1 t und 1 vH Feuchtigkeit¹⁾, während deutsche Messungen bei Steinkohle rund 1 und bei Braunkohle rund 0,35 kWh je 1 t und 1 vH Feuchtigkeitszunahme ergaben.

Über den Einfluß von Härte und Zähigkeit der Kohle lassen sich noch keine zahlenmäßigen Angaben machen. Es scheint, daß Fettkohle im allgemeinen mit geringerem Arbeitsaufwand zu vermahlen ist als Magerkohle, während sich die jüngeren Steinkohlen (Gas- und Gasflammkohlen) sowohl des Ruhr- wie Saargebietes und des amerikanischen Mittelwestens im allgemeinen wieder schlechter als Fettkohlen vermahlen

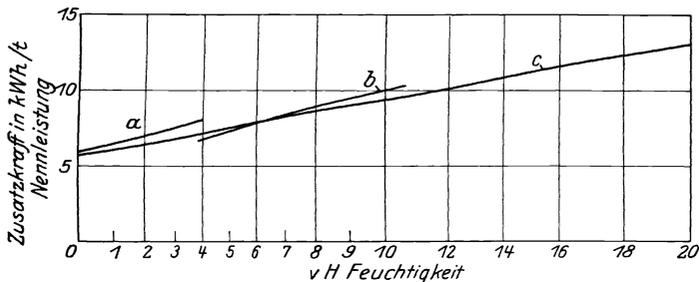


Abb. 64. Zusatzkraftbedarf in Abhängigkeit von der Feuchtigkeit des Mahlgutes.

a) ältere Steinkohle, gemahlen auf einer Raymond-Pendelmühle, b) jüngere Steinkohle, gemahlen auf einer Schlägermühle, c) Braunkohle, gemahlen auf einer Dreiwalzen-Ringmühle²⁾.

lassen. Dies mag nur zum Teil auf die etwaige größere Härte zurückzuführen sein. Wahrscheinlich spielt die fühlbare Feuchtigkeit eine Rolle, die, wie auf Seite 12 erwähnt wurde, bei den jüngeren Kohlen verhältnismäßig schwer auszutreiben ist. Die Mahlbarkeit wird ferner durch hohen Pyritgehalt verringert, während der Aschegehalt schlechthin die Mahlbarkeit nicht unbedingt zu verringern scheint. Bei Braunkohlen scheint die Holzfaser kraftverzehrend zu wirken; man tut daher gut, bei deutschen Braunkohlen von 15 vH Feuchtigkeit etwa den gleichen Arbeitsbedarf wie bei Steinkohlen anzunehmen, wenn der Feinheitsgrad in beiden Fällen der gleiche ist. Bei Halbkoks und Koks ist der gesamte Arbeitsbedarf in kWh/t 30—50 vH höher als bei der Ausgangskohle, wenn die Mahlfeinheit die gleiche ist. Wird aber mit Rücksicht auf die größere Brennzeit feiner ausgemahlen, so erhöht sich der Arbeitsbedarf etwa auf das Doppelte.

Die Einflüsse von Mühlengröße und Mahlfeinheit auf den gesamten Arbeitsbedarf in kWh/t Staub sind nochmals in Abb. 65 durch zwei

¹⁾ Siehe u. a. Natl. El. Light Assoc., Pulverized Fuel, New York 1927, S. 70.

²⁾ A. f. W. 7 (1926), Nr. 3, S. 83.

Linien­scha­ren dar­ge­stellt, die sich eben­so wie die Abb. 62 und 63 auf Raymond-Pendelmöhlen beziehen. Die Linien lassen den schnellen Anstieg des Arbeitsbedarfes mit abnehmender Mühlen­größe einer­seits und zuneh­mender Mahl­feinheit ander­seits deutlich erkennen. Ferner geht aus ihnen hervor, wie stark die Durchsatz­menge bei zuneh­mender Mahl­feinheit ab­fällt.

Stellt man für eine bestimm­te Kohlen­art Linien nach Art der Abb. 62 und 63 auf, so lassen sich aus ihnen die wich­ti­gsten Betriebs­werte im voraus er­mit­tel­n.

b) Mahl­feinheit. Auf Seite 27 wurde fest­ge­stellt, daß die Fein­heits­kenn­linien un­ab­hän­gig von der Mühlen­art einen auffal­lend über­ein­stim­men­den Ver­lauf neh­men.

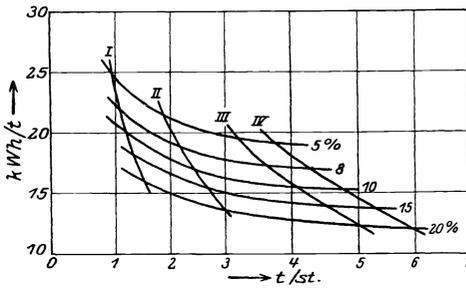


Abb. 65. Beziehung zwischen Kraftbedarf je t Staub und stündlichem Durchsatz bei verschiedener Mühlen­größe und verschiedenem Feinheitsgrad bei Raymondmöhlen. Die steilen, mit I bis IV bezeichneten Kurven beziehen sich auf 4 verschiedene Mühlen­größen, die flachen Kurven auf den Rückstand auf einem 4900-Sieb; Steinkohle mit 2 vH Feuchtigkeit und 15 vH Aschegehalt.

einstimmenden Verlauf nehmen. Dies ist jedoch nicht wörtlich zu verstehen; vielmehr hat, wenn auch nicht die Mahlung, so doch die Sichtung einen merklichen und praktisch wichtigen Ein­fluß auf die Kennlinie. Folgende grundsätzliche Über­legung soll dies zeigen:

Als allgemeine Regel sei vorausgesetzt, daß die Kenn­linien innerhalb des Bereiches der Siebe Nr. 30 und 70 um so flacher verlaufen und um

so stärker durchhängen, je feiner der Staub ist (siehe Abb. 4 bis 6). Uns interessiert an der Kennlinie vor allem, welchen Rückstand sie auf Sieb Nr. 30 (900-Maschensieb) anzeigt. Staub, der auf diesem Sieb keinen oder nur einige Prozente Rückstand hinterläßt, kann als brennfähig gelten. Die Größe der Rückstände auf den feineren Sieben ist dagegen von untergeordneter Bedeutung.

Kohlenstaub aus sichterlosen Mühlen, der also wohl der Mahlung, nicht aber der Sichtung unterzogen wurde und auf Sieb Nr. 30 den Rückstand 0 hinterläßt, hat eine Kennlinie, die flacher verläuft, als vom Standpunkt der Verbrennung nötig wäre; denn natürliche Stäube, die ebenfalls auf Sieb Nr. 30 den Rückstand 0 aufweisen, im übrigen aber eine steilere Kennlinie haben, lassen sich ohne Schwierigkeit verbrennen. Man kann also sagen, daß die Kennlinien der in sichterlosen Mühlen erzeugten Stäube flacher verlaufen, als mit Rücksicht auf die Brenneignung erforderlich und vom Standpunkt des Kraftverbrauches in der Mühle erwünscht wäre.

Diesem Übelstand hilft die Siebsichtung ab; wenn man nämlich den Staub weniger fein ausmahlt, so daß auf Sieb Nr. 30 noch erhebliche Rückstände auftreten, gleichzeitig aber durch Siebe dafür sorgt, daß dieser Rückstand in der Mühle zurückgehalten wird, so hat der durch die Siebe hindurchgehende Staub, wie sich mit Hilfe der Kornverteilungslinie (Abb. 7) leicht nachweisen läßt, eine Kennlinie, die vorschriftsmäßig auf Sieb Nr. 30 den Rückstand 0 besitzt, dann aber steiler als bei dem in sichterlosen Mühlen erzeugten Staub ansteigt. Das heißt aber so viel, daß bei etwa gleicher Brenneignung der Kraftbedarf geringer als bei der sichterlosen Mühle sein muß, da die Siebe selber nur geringe Energiemengen verbrauchen.

Nicht so günstig als siebgesichteter, aber doch besser als sichterloser Staub steht das aus windgesichteten Mühlen stammende Erzeugnis da. Auch bei diesem werden dem zunächst noch zu groben Staub im Sichter alle Körner, die auf Sieb Nr. 30 zurückbleiben würden, weggenommen und zur Mühle zurückgefördert. Leider entzieht der Windsichter dem fertigen Staub aber auch noch solche Körner, die bei der Siebanalyse nicht nur durch Sieb Nr. 30, sondern auch durch noch feinere Siebe hindurchgehen würden. Es wird also aus der Kornverteilungsfläche des ungesichteten Staubes nicht nur, wie bei der Siebsichtung, alles, was rechts vom Sieb Nr. 30 liegt, in der Mühle zurückgehalten, sondern auch noch ein mehr oder weniger großer Teil aus dem links liegenden Bereich feineren Staubes. Je weiter diese Streuung sich nach links erstreckt, um so flacher wird die Kennlinie des gesichteten Staubes. Sie muß also, wie sich leicht nachweisen läßt, flacher verlaufen als bei siebgesichtetem Staub, dagegen steiler als bei sichterlosem Staub, wenn in allen drei Fällen der Rückstand auf Sieb Nr. 30 0 oder irgendeinen gleich großen Betrag aufweist. Infolgedessen muß auch der Kraftbedarf für den eigentlichen Mahlvorgang bei der windgesichteten Mühle größer sein, als bei der sonst gleichen siebgesichteten Mühle.

Wenn diese Überlegungen auch noch im einzelnen durch Versuche überprüft werden müssen, so finden sie doch bereits insofern eine Bestätigung, als die Versuche von Rosin und Rammler¹⁾ an einer siebgesichteten Fullermühle in der Tat einen steileren Verlauf der Kennlinie als bei windgesichteten Mühlen ergaben. Wenn andererseits zwischen den Kennlinien von sichterlosen und windgesichteten Mühlen auf Grund der bisherigen, allerdings spärlichen Untersuchungen kein auffallender Unterschied zu erkennen ist, so muß man die Erklärung darin suchen, daß eben die obengenannte Streuung bei Windsichtern unerwünscht groß ist. Man müßte also bei der Windsichtung darauf ab-

¹⁾ Archiv für Wärmewirtschaft 8 (1927), Nr. 8, S. 239f.

zielen, die Streuung tunlichst zu verkleinern. Hierfür kämen möglicherweise zwei Mittel in Betracht: Möglichst gleichmäßige Verteilung des Mahlgutes im Sichterluftstrom und stufenweise Sichtung; beides wird beim Sichter der Abb. 58 besonders zielbewußt erstrebt. Zu beachten ist jedoch, daß auf den Streuungsbereich nicht nur der Windsichter, sondern auch die Kohle Einfluß hat. Er wird um so größer werden, je unterschiedlicher die Form und das spezifische Gewicht der zu einer bestimmten Fraktion gehörenden Körner ist¹⁾.

Zwischen der Windsichtung mit offenem und geschlossenem Windsichter besteht, wie es scheint, hinsichtlich der Güte der Abscheidung und der Größe des Streuungsbereichs kein grundsätzlicher Unterschied. Daran ändert auch die Tatsache nichts, daß bei den offenen Windsichtern zuweilen eine stufenweise Abscheidung stattfindet, so daß in den eigentlichen Sichter ein bereits vorgesichtetes Erzeugnis gelangt, während bei den geschlossenen Windsichtern das gesamte Gemisch aus Grob- und Feingut eintritt. Es stünde nichts im Wege, auch bei geschlossenen Windsichtern stufenweise abzuscheiden.

Über die günstigste Luftmenge, bezogen auf den durchgesichteten Staub, liegen noch keine Untersuchungen vor; wahrscheinlich gibt es ein optimales Verhältnis. Dieses kann wahrscheinlich um so luftärmer sein, je gründlicher die Durchmischung ist.

c) Durchsatzmenge. Bei Mühlen mit Siebsichtung wird der Staub um so feiner, je geringer die aufgegebenen Kohlenmenge ist. Mit abnehmendem Durchsatz werden nämlich die einzelnen Kohlentelchen gründlicher bearbeitet, so daß die Rückstände mit sinkendem Durchsatz etwa geradlinig abnehmen (Abb. 66a). Andererseits nimmt die Mahlfeinheit ab, wenn die Mahlbarkeit der Kohle schlechter wird, d. h. wenn Härte, Zähigkeit und Feuchtigkeit der Kohle zunehmen.

Bei windgesichteten Mühlen ist der Feinheitsgrad vor allem von der Geschwindigkeit des Sichterluftstromes an derjenigen Stelle abhängig, an der die Scheidung von Grob- und Feingut erfolgt. Die Mahlfeinheit ist also nicht nur eine Funktion der Mühle, sondern vor allem auch des Windsichters. Mit zunehmender Frischkohlen- oder Fertig-

¹⁾ Aus diesem Grunde ist die als „Wirkungsgrad des Windsichters“ vorgeschlagene Definition $\frac{s_1 - s_2}{s_1}$, worin s_1 der im aufgenommenen Gut enthaltene Fertigstaub und s_2 derjenige Teil des Fertigstaubes ist, der von dem Windsichter wieder in die Mühle zurückgegeben wird, nur dann ein brauchbarer Maßstab für die Güte der Sichteigenschaften, wenn ein nach Form und spezifischem Gewicht einheitliches Staubgut vorliegt. Es empfiehlt sich daher bei Bestimmung dieses sogenannten Wirkungsgrades, der vielleicht besser durch das Wort „Gütegrad“ ersetzt würde, nicht Kohlenstaub, sondern ein einheitliches Staubgut, z. B. feinen, möglichst reinen Seesand, zu verwenden.

Wenn dieser Gütegrad auch ein gewisser Wertmaßstab für den Windsichter ist, so erscheint die Kennzeichnung seines Kraftbedarfes mindestens ebenso wichtig; jedenfalls hat die Angabe des Gütegrades ohne den Kraftbedarf wenig Wert.

staubmenge a (Abb. 67) muß auch die Umlaufkohlenmenge b , die zwischen Sichter und Mühle kreist, zunehmen, da $\frac{b}{a}$, die mittlere Umlaufzahl des Mahlgutes zwischen Mühle und Sichter, bei gleichbleibender Mahlfeinheit und Kohlenart theoretisch konstant sein muß. Mit zunehmendem a wächst also auch die dem Windsichter zugeführte Menge ($a + b$) ungefähr entsprechend. Dagegen muß, wenn am Sichter und Ventilator nichts geändert wird, die Sichterluftmenge infolge des erhöhten spezifischen Gewichtes des Staubluftgemisches der Ventilator-

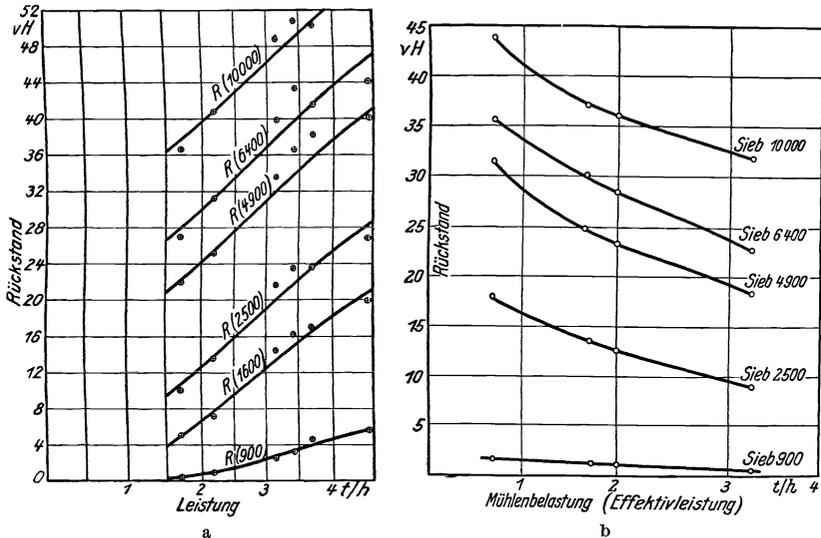


Abb. 66. Mahlfeinheit in Abhängigkeit von Mühlendurchsatz.

a bei einer siebgesichteten Fuller-Kugelmühle, b bei einer windgesichteten Dreiwälzenringmühle¹⁾.

charakteristik entsprechend abnehmen; infolgedessen sinkt auch die Strömungsgeschwindigkeit im Sichterraum. Der Feinheitsgrad muß also mit wachsendem Durchsatz zunehmen. Ein experimenteller Nachweis dieses Erklärungsversuches liegt noch nicht vor. In der Tat nehmen die Rückstände mit steigender Belastung etwa geradlinig zu (Abb. 66b)²⁾³⁾. Windgesichtete Mühlen

¹⁾ Nach Rosin und Rammler: A. f. W., Bd. 7 (1926), Heft 2.

²⁾ Ein anderer Erklärungsversuch für diese Erscheinung geht von der Annahme aus, daß mit zunehmendem Mühlendurchsatz die Sättigung der Luft mit feinem Staub derart zunimmt, daß die Aufnahmefähigkeit der Luft für größere Staubteilchen nachläßt. Ein Nachweis für diese Erklärung ist bisher nicht erbracht worden.

³⁾ Rosin und Schulz: 9. Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates.

Die gleiche Gesetzmäßigkeit gilt für sichterlose von der Förder- oder Verbrennungsluft durchspülte Schlägermühlen; siehe Natl. El. Light Assoc., Pulverized Fuel, New York, Aug. 1927, S. 70.

verhalten sich also umgekehrt wie siebgesichtete Mühlen. Dies gilt jedoch mit einer wichtigen Einschränkung. Wenn die Summe $(a + b)$ bereits vor Vergrößerung von a ihren durch den Ventilator, den Windsichter und die staubführenden Leitungen bedingten Höchstwert erreicht hat, so würde, wenn $\frac{b}{a}$ und damit der Feinheitsgrad konstant bleiben sollen, die Mühle mit wachsendem a notwendigerweise überfüttert. Dies könnte nur vermieden werden, wenn das Verhältnis $\frac{b}{a}$ verringert, also der Feinheitsgrad durch Verstellung des Windsichters verschlechtert wird. Die Feststellung, daß die Mahlfeinheit mit zunehmendem Durchsatz besser wird, gilt also nur dann, wenn der Betrieb hinreichend weit von der Höchstgrenze von $(a + b)$ bleibt, was in der Praxis mit Rücksicht auf Überfütterungsgefahr der Fall ist, und wenn an Sichter oder Ventilator nichts verändert wird. Arbeitet eine Mühle aber an der oberen Grenze von $(a + b)$ und damit an der oberen Grenze ihrer Durchsatzfähigkeit bei der betreffenden Mahlfeinheit, so hat die Beziehung zwischen höchstmöglichem Durchsatz a und der Mahlfeinheit den durch Abb. 68 gekennzeichneten Verlauf.

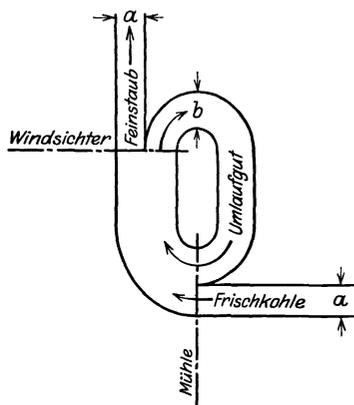


Abb. 67. Kohlen- bzw. Staubbilau durch Mühle und Windsichter.

Soll die Mahlfeinheit bei wechselnder Belastung konstant bleiben, so müssen Mühle und Sichter so gekuppelt werden, daß bei fallendem Durchsatz die Geschwindigkeit im Sichter konstant bleibt. Dies könnte z. B. dadurch erreicht werden, daß als regelnder Faktor die mit dem Durchsatz steigende Stromstärke des Mühlenmotors entweder zur Drosselung des Sichterventilators oder zur Drehzahlregelung des diesen Ventilator antreibenden Motors benutzt wird. Bei offenen Windsichtern könnte man auch einen Staurand oder eine Düse in die vom Zyklon zur Mühle führende Luftleitung einbauen und den Differenzdruck als regelnden Faktor benutzen.

Nimmt bei windgesichteten Mühlen die Mahlbarkeit der Kohle mit wachsender Härte, Zähigkeit oder Feuchtigkeit ab, so muß die Kohle zwischen Sichter und Mühle entsprechend häufiger umlaufen, bis sie die gewünschte Feinheit erreicht; es muß also das Verhältnis $\frac{b}{a}$ und damit $(a + b)$ (Abb. 67) wachsen. Diese Summe muß aber, wie oben erwähnt wurde, eine durch den Ventilator gegebene obere Grenze haben, die nicht überschritten werden kann, wenn die Mühle nicht überfüttert werden und „versaufen“ soll. War die Mühle nun bereits vor Änderung der

Mahlbarkeit an der oberen Grenze ihres dieser Mahlbarkeit entsprechenden Durchsatzes, so muß bei eintretender Verschlechterung der Mahlbarkeit a verringert werden, während sich $(a + b)$ erfahrungsmäßig nur wenig ändert. Mit abnehmendem Durchsatz a fällt auch die Kilowattanzeige der Mühle etwas, während die des Sichterventilators ziemlich konstant bleibt. Der Arbeitsbedarf der Mühle in kWh/t nimmt dagegen, wie bereits erwähnt wurde, zu. Eine genauere Untersuchung dieser Zusammenhänge steht noch aus.

Über den Einfluß der Mahlbarkeit der Kohle, bedingt durch Zähigkeit, Härte oder Feuchtigkeit, auf die Durchsatzmenge, liegen bisher nur wenige zuverlässige Angaben vor. So wurde bei Untersuchungen des U. S. Bureau of Mines festgestellt (Technical Paper

316), daß bei einer Raymondmühle der Durchsatz von 5,6 auf 4,2 t, d. h. um 25 vH sank, wenn die Feuchtigkeit von 4,9 auf 6,1 vH anstieg. Bei deutschen Untersuchungen wurde festgestellt, daß der Durchsatz bei einer Dreizwalzenrindmühle um 26 vH sank, wenn die Feuchtigkeit von 1,78 auf 5,76 vH anstieg. Der Durchsatz sank zwischen 0,5 und 6 vH Feuchtigkeit um etwa 60 vH und zwischen 0,5 und 2,3 vH um etwa 30 vH³⁾.

d) Verschleiß und Erneuerungen. Bei Schlägermühlen beträgt die Haltbarkeit der Pratzen oder Hämmer im Falle von aschereichen harten Kohlen in den vorderen Schlägerreihen oft nur 500, in den hinteren nur 1000 Arbeitsstunden. Auch scheint die Kohlenfeuchtigkeit vermehrend auf den Verschleiß zu wirken. Nach den aus der Praxis vorliegenden Angaben kann bei ascheärmer Steinkohle mit einer mittleren Lebensdauer von 1000—3000 Arbeitsstunden gerechnet werden. Die Gehäusepanzerung hält i. M. 5000—10000 Stunden aus. Da die Mahlfeinheit mit dem Verschleiß der Pratzen oder Hämmer sehr schnell abfällt, ist von diesen ein Teil im Abstand von ein bis mehreren

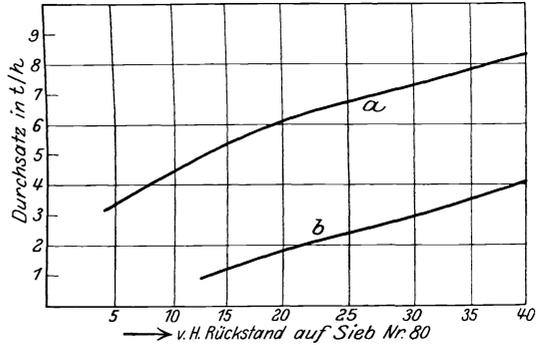


Abb. 68. Durchsatz in t/h in Abhängigkeit von der Mahlfeinheit.

a Bethlehem-Pendelmühle mit Windsichter bei amerikanischer Fettkohle¹⁾, b Fuller-Lehigh Kugelmühle, mit Siebsichtung bei mitteldeutscher Braunkohle²⁾.

¹⁾ Nach Angaben der Bethlehem Steel Co.

²⁾ Nach Rosin-Rammler, Arch. Wärmewirtschaft, 8 (1927) Nr. 8, S. 239f.

³⁾ Rosin und Rammler, 3. und 9. Berichtsfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates.

Wochen zu erneuern. Infolge der häufigen Außerbetriebnahmen, die wegen der Auswuchtung der Schläger oft recht zeitraubend sind, werden die Reparaturen nicht nur durch den Materialaufwand, sondern auch durch die Lohnkosten recht teuer. Die von einer Anzahl von Werken mitgeteilten Erneuerungskosten sind sehr unterschiedlich; sie liegen einschl. Löhne häufig zwischen 0,5 und 2 M/t, eine nicht seltene Zahl ist 0,7—1,20 M/t Staub.

Bei den Schwerkraftmühlen (Rohrmühlen) ist mit einer Erneuerung der Mahlkörper von rund 0,1 kg/t Staub zu rechnen. Die Panzerung hält in der Regel mindestens 50000 h aus, wenn die Mühle stets in der Nähe der Vollast arbeitet. Bei Teillasten wird die Panzerung vermehrtem Verschleiß ausgesetzt. Die Reparaturen einschließlich Löhne dürften bei etwa 0,1—0,15 M/t liegen. Die Füllung läßt sich in einfachster Weise durch Zugabe neuer Mahlkörper ergänzen, ohne daß dadurch längere Betriebsstörungen eintreten. Da sich aber selbst bei starkem Verschleiß Mahlleistung und Kraftbedarf wenig ändern, können die Erneuerungen im Gegensatz zu anderen Mühlen bei gelegentlichen Stillständen vorgenommen werden.

Bei den Wälzmühlen verschleifen vor allem die Mahlringe, die Kugeln oder Walzen und die Ventilatorflügel. Die Haltbarkeit der Mahlringe beträgt etwa 4000—8000 Betriebsstunden, während diejenige der Kugeln oder Walzen zwischen 3000 und 6000 h liegt. Die Lebensdauer der Ventilatorflügel beträgt 3000—8000 Betriebsstunden; doch finden sich bei feuchten, aschehaltigen Kohlen auch Werte von 700—1000 Betriebsstunden; im allgemeinen ist die Haltbarkeit bei Ventilatoren, die zwischen Sieber und Staubabscheider (Zyklon) liegen, geringer, als wenn der Ventilator hinter dem Zyklon aufgestellt ist und daher nur verhältnismäßig staubarme Luft zu fördern hat. Versuche mit verschiedenen Baustoffen für die Ventilatorflügel haben ergeben, daß ebenso wie bei Schlägermühlen hochwertige Baustoffe nicht wirtschaftlich sind. Auch blieben Versuche mit gummi-umkleideten Schaufeln erfolglos¹⁾; dagegen haben Ventilatorflügel aus alten Kesselblechen in verschiedenen Fällen befriedigt. Bei aschereichen Kohlen sind ferner die Krümmer der Leitungen zwischen Windsichter und Zyklon starkem Verschleiß ausgesetzt. Infolgedessen tritt bei Leitungen mit Überdruck leicht Staub nach außen, ohne daß man wegen der Unzugänglichkeit der meist in beträchtlicher Höhe angebrachten Krümmer den Ursprung gleich findet. Auch aus diesem Grund empfiehlt es sich, den Ventilator nicht zwischen Windsichter und Zyklon, sondern hinter den Zyklon zu schalten, so daß in den Leitungen Unterdruck herrscht; außerdem sind für die Krümmer extra starke Bleche

¹⁾ National El. Light Ass. Pulverized Fuel, August 1927, S. 20.

(> 5 mm) zu verwenden. Die Reparaturkosten liegen nach den aus der Praxis vorliegenden Zahlen zwischen 0,15 und 0,3 M/t, wobei die Löhne mit eingerechnet sind. Die Ausbesserungs-Lohnstunden betragen auf großen amerikanischen Kraftwerken bei Raymond- und Fullermühlen von 5—20 t/h zwischen 0,04 und 0,08 h/t Staub¹⁾. Wenn man von den kurzen, zum Schmieren oder zur allgemeinen Untersuchung erforderlichen, etwa alle ein bis zwei Tage stattfindenden Stillständen abieht, genügt bei guten Mühlen eine alle halbe bis dreiviertel Jahre stattfindende gründliche Reparatur, bei der die verschlissenen Mahlelemente auszuwechseln sind. Hierfür sind bei guter Vorbereitung im allgemeinen höchstens 3—4 Tage erforderlich. Die früher recht zeitraubende Auswechslung der Mahlringe bei Kugel- und Pendelmühlen kann heute durch Abdruckschrauben in wenigen Stunden bewerkstelligt werden.

Über den Schmiermittelbedarf waren bisher keine einigermaßen übereinstimmenden Zahlen zu erlangen. Nach einer amerikanischen Quelle werden bei 7-t-Raymondmühle rd. 0,17 kg Schmierfett je Mühlenstunde oder rd. 0,025 kg je t Staub verbraucht²⁾. Ein häufig wiederkehrender Wert für Schmiermittelkosten amerikanischer Kraftwerke ist 0,04 M/t Staub.

5. Entwicklungsmöglichkeiten. Es ist eine längst bekannte, aber noch nicht genügend beachtete Tatsache, daß ein bestimmtes Mahlelement, also eine Kugel oder Walze, nur bei einer ganz bestimmten aufgegebenen Menge mit dem niedrigsten Kraftverbrauch je t arbeitet. Besteht ferner, wie es bei den meisten Mühlen noch der Fall ist, die von einem Mahlelement zu feinde Körnung aus Stücken sehr unterschiedlicher Größe, so werden nur die gröberen Körner zerkleinert, während sich die feineren der Vermahlung entziehen und für das grobe Gut gleichsam als Kissen dienen; die Folge ist nutzlose Reibungsarbeit und verminderte Mahlleistung. Hieraus leitet sich für den Konstrukteur, der auf Verringerung des Kraftbedarfs bei gleichzeitiger Leistungssteigerung abzielt, eine Anzahl von Forderungen her, die im folgenden kurz aufgezählt seien und lediglich als Vorschläge aufzufassen sind:

1. Die Zerkleinerung muß stufenweise erfolgen, wobei die einzelnen Mahlelemente so auszubilden sind, daß sie die ihnen zugewiesene bestimmte Korngröße mit dem geringsten Kraftverbrauch zerkleinern können. Kleine Walzen oder Kugeln passen z. B. nicht zu grobem Gut, weil ihnen die nötige Griffigkeit fehlt; die Stücke gelangen z. B. zwischen Mahlgang und Walze und erzeugen zwischen beiden unnötige Reibung. Man könnte daher bei Dreiwalzen-Ringmühlen die Walzen im Durch-

¹⁾ Siehe Seite 162.

²⁾ National El. Light Ass.; Pulverized Fuel, August 1927, S. 30.

messer der zunehmenden Feinung entsprechend abstufen. Der Forderung der Stufenmahlung wird bei den in Abb. 43 und 44 gezeigten Rohrmühlen bereits in zweckmäßiger Weise Rechnung getragen. Auch die Dreiwalzen-Ring- und die Bethlehem-Pendelmühle (Abb. 50 und Abb. 52) kommen dieser Forderung verhältnismäßig gut nach. Die erste dadurch, daß von Walze zu Walze eine größere Feinung stattfindet, die Bethlehem-

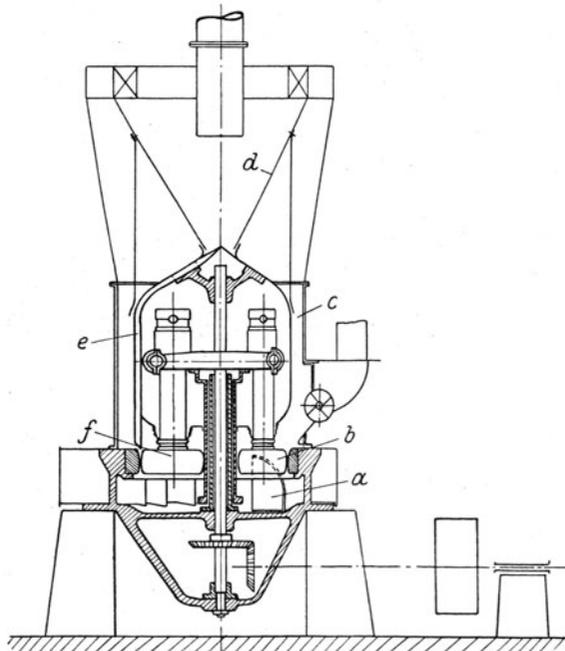


Abb. 69. Vorschlag einer Zwei-Stufenmahlung bei Raymond-Pendelmühlen.

a Pflug für Grobwalze, *b* Grobwalze, *c* Ringquerschnitt für die aufsteigende Luft, *d* Windsichter, *e* Fallrohr oder Rinne für Mittelgut, *f* Feinwalze.

mühle dadurch, daß das am Mittelpunkt des Drehtellers aufgegebene Gut nach dem Umfang gleichmäßig fließend allmählich zerkleinert wird, so daß die äußeren Walzen stets ein feineres Gut zu verarbeiten haben als die inneren. Die Wirkung der Stufenmahlung kann bei Dreiwalzen-Ringmühlen noch verstärkt werden, wenn nach Pfeiffer die Stückkohle der ersten und die vom Windsichter zurückkehrenden Grieße der zweiten Stufe zugewiesen werden.

Bei anderen Wälzmühlen ist die Stufenmahlung entweder gar nicht vorhanden oder weniger stark ausgeprägt. Eine Möglichkeit, die stufenweise Zerkleinerung

bei Mühlen nach Art der Raymond- oder Fullermühle noch wirksamer zu gestalten, ist in Abb. 69¹⁾ angedeutet. Ein Teil der Pendel besorgt die Grobmahlung und wird mit den üblichen Pflügen gespeist; die übrigen Pendel feinen das aus dem Sichter stammende Mittelgut und besitzen keine Pflüge. Grob- und Feinpendel sind natürlich symmetrisch verteilt. Man käme auf diese Weise zu einer ausgesprochenen Zweistufenmahlung. Es ließe sich vielleicht sogar zu drei Stufen übergehen, wenn man die in Abb. 70 im Grundriß dargestellte Anordnung trifft. Die zu mahlende Kohle gelangt auf die mit der Welle gekuppelte doppelte Mulde *a*; das Grobgut fließt infolge der Zentrifugalkraft über die Muldenspitzen vor die Grobwalzen *b*, während das Mittel- und Feingut durch die in der Mulde angebrachten Löcher durchsickert und von den bei Raymondmühlen gebräuchlichen Pflügen *c* erfaßt wird. Hierbei werden die feineren Teile von der in üblicher Weise unten eintretenden Luft erfaßt und in den Windsichter gehoben, während die gröberen Teile des Gutes von den Mittelgutwalzen *d* zerkleinert werden. Das vom Windsichter zurückgewiesene Gut gelangt vor die Feingutwalzen *e* nach der in Abb. 69 gezeigten Weise. Auf diesem und ähnlichem Wege ließe sich möglicherweise ohne Schwierigkeiten das Stufenprinzip bei einer Anzahl von Mühlen einführen. Jedenfalls kann auf Grund der vor allem bei Rohrmühlen gemachten günstigen Erfahrungen die Bedeutung der Stufung auch bei Wälzmühlen nicht abgestritten werden.

2. Da sich in jeder Mahlstufe je nach der Art der Kohle ein kleinerer oder größerer Betrag feinen Staubes bildet, so ist dieser in dem Augenblick zu entfernen, in dem er entsteht, spätestens aber, bevor er in die folgende Mahlstufe gelangt. Dieser Forderung kommen die offenen Windsichter (S. 104) einigermaßen nach, da bei ihnen die Mahlteile meistens im spülenden Luftstrom liegen. Da sich dieser jedoch in der Regel über den ganzen lichten Querschnitt des Mühlengehäuses ausdehnt, so sind erhebliche Luftmengen zu bewegen, die vor allem durch die großen Stoßverluste im Sichter einen unerwünscht hohen Kraftbedarf des Ventilators verursachen (s. Zahlentafel 14). Dabei sind für den eigentlichen Zweck des Windsichters, die Scheidung, diese großen Mengen unnötig und nicht einmal erwünscht. Es erscheint daher grundsätzlich falsch, den gleichen Luftstrom für den Transport des abgesaugten Gutes

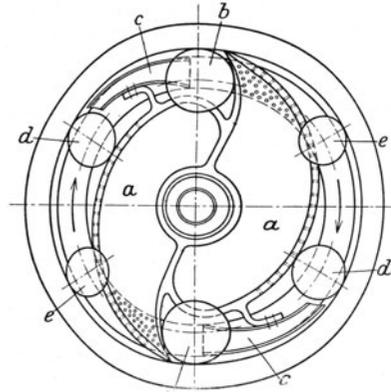


Abb. 70. Vorschlag einer dreistufigen Mahlung bei Pendelmühlen.

a Mulde, *b* Grobgutwalzen, *c* Pflüge für Mittelgutwalzen, *d* Mittelgutwalzen, *e* Feingutwalzen.

¹⁾ Daß eine Pendelmühle als Beispiel gewählt wurde, bedeutet nicht, daß diese bewährte Mühle besonders verbesserungsbedürftig wäre; es sollte nur gezeigt werden, wie in einem beliebigen Fall die Stufung ohne grundlegende Änderungen in der Bauweise angewendet werden könnte.

zum Windsichter und für die Scheidung in diesem selbst zu verwenden¹.)

Luftmenge und Kraftverbrauch könnten immerhin verringert werden, wenn man den luftbespülten Querschnitt der Mühle auf die um die Mahlteile liegende Zone beschränken würde. Als Beispiel hierfür diene Abb. 69. Das Kapselgehäuse der drehenden Armatur muß natürlich mit Türen zum Schmieren versehen sein; es hat übrigens noch den Vorteil, daß die Pendellager nicht mehr im Staub laufen und daß die Ventilationsverluste der Armatur abnehmen.

Geht man noch einen Schritt weiter, indem man den Windsichter von der Lüftung der Mühle ganz trennt, so kommt man zu dem in Abb. 71 dargestellten Verfahren. Auch hier wird die Lüftung nur auf die mahlenden Teile der Mühle beschränkt, indem der je Element erzeugte Feinstaub durch Rüssel abgesaugt und dem auf Seite 110 beschriebenen Moodie-Pfeiffer-Windsichter zugeführt wird. Die zur Lüftung und Absaugung nötigen Luftmengen sind geringer als beim offenen Sichtverfahren. Die Folge sind geringerer Kraftbedarf und kleinere Staubabscheider. Feststehende Saugrüssel ließen sich außer bei den Dreiwalzen-Ringmühlen auch bei der Bethleemmühle ohne weiteres anbringen. Bei anderen Wälzmühlen müßten die Rüssel mit umlaufen. Die Luft kann wie bei den offenen Windsichtern als Trockenmittel benutzt werden (s. S. 86).

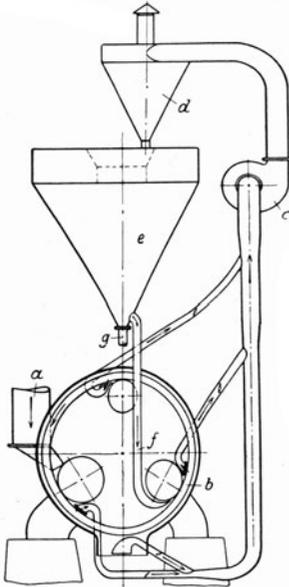


Abb. 71. Vorschlag einer Drei-Stufen-Mahlung bei einer Dreiwalzen-Ringmühle.

a Einlauf, *b* Mühlenring, *c* Ventilator, *d* Luftabscheider, *e* Windsichter, *f* Speiserüssel, *g* Feingutauslauf.

3. Jedem Mahlelement muß das ihm zustehende Mahlgut in möglichst zwangsläufiger Weise und unter Einhaltung der günstigsten Menge zugeführt werden. Bei manchen Mühlen ist die Zubringung des Mahlgutes noch mangelhaft, indem nur ein Teil ergriffen wird, während der Rest erst bei einer späteren Gelegenheit erfaßt wird und in der Zwischenzeit womöglich noch zwecklos durch den Sichter geht. Die Einhaltung der günstigsten Mahlgutmenge ist durch regelbare Speiser zu erstreben. Gagnon benutzt bei Raymond-Pendelmühlen als regelnden Faktor den Unterdruck am Ventilatorstutzen des Windsichters; wird nämlich der Mühle eine größere Kohlenmenge zugeführt, als sie zu verarbeiten vermag, so nimmt der Unterdruck wegen Drosselung der unter dem Mahlring befindlichen Luftschlitze zu (Abb. 49²)). In den meisten Fällen dürfte es

1) Hierauf hat bereits Helbig vor mehreren Jahren in seiner Arbeit „Brennstaubfeuerungen“ Halle 1924 hingewiesen.

2) Auf dem gleichen Prinzip beruht der Speiseregler, den die Maschinenfabrik Mehler in Aachen bei ihren Raymondmühlen verwendet.

jedoch am einfachsten sein, den elektrischen Strom des Antriebsmotors als regelnden Faktor der Speisung zu wählen; wenn sich auf diese Weise auch nicht immer eine scharfe Einstellung auf die günstigste Mahlmenge erreichen läßt, so werden doch Überlastungen der Mühle vermieden.

4. Besonders wichtig ist die konstruktive Entwicklung der Großmühlen. Dabei ist zu beachten, daß die Einzelteile nicht zu schwer werden. Es erscheinen daher, soweit Wälzmühlen in Frage kommen, diejenigen Bauarten besonders geeignet, bei denen sich die Mahlelemente (Kugeln oder Walzen) der Mühlengröße entsprechend beliebig vermehren lassen.

5. Entwicklungsfähig sind ferner die Sichter. Auf Verbesserungsmöglichkeiten der Siebsichtung wurde auf Seite 104 hingewiesen. Dabei verdienen vor allem Zittersiebe (Seite 60) besondere Beachtung.

Verbesserungsmöglichkeiten bei Windsichtern wurden auf den Seiten 120 und 126/127 angegeben; dabei wurde betont, daß vor allem auf die Erzeugung eines gleichmäßigen Staubluftgemisches im Sichter und auf stufenweise Trennung hingearbeitet werden sollte.

Bei den meisten Windsichtern wird die Abscheidung durch Stoßwirkung, Richtungswechsel, Abschleudern und Geschwindigkeitsverminderung bewirkt. Dagegen ist merkwürdigerweise die Abscheidung an Leitflächen bei der Kohlenstaubsichtung bisher ohne einen ersichtlichen Grund kaum angewendet worden¹⁾; einen Ansatz dazu zeigt allerdings der untere Teil des Feinsichters der Abb. 58. Man könnte diese Wirkung vielleicht noch verstärken, indem man sie mit der Stufung verbindet.

6. Wie auf S. 124 ausgeführt wurde, sollte bei Mühlen mit offenen Windsichtern der Ventilator der vorwiegenden Anordnung entgegen hinter und nicht vor den Zyklon gesetzt werden. Gleichzeitig wird durch eine derartige Umstellung, wie Versuche im Lakeside Kraftwerk bei Milwaukee zeigen, der Kraftbedarf des Ventilators wegen der geringeren Schaufel-Reibungsverluste um rd. 1 kWh/t Staub verringert.

Aus diesem Grunde und wegen des geringeren Schaufel-Verschleißes sollte der Ventilator auch beim direkten Verfahren nicht, wie bisher üblich hinter, sondern vor die Mühle geschaltet werden.

6. Anwendungsfelder der verschiedenen Kohlenstaubmühlen und Sichter. Die Schlägermühlen sind bisher vor allem als Einzel-Mühlen verwendet worden, die den Staub unmittelbar in die Feuerung verblasen. Als einfache und billige Einheiten haben sie in Deutschland größere Verbreitung gefunden und zur Einführung der Kohlenstaubfeuerung wesentlich beigetragen. Ihre Nachteile sind: schneller Ver-

¹⁾ Die Abscheidung des Staubes an Leitflächen wird in Entstaubungsanlagen der Braunkohlen-Brikettwerke häufig angewendet.

schleiß und daher bei harten gleichzeitig feuchten Brennstoffen häufige Reparaturen. Als Vorteile sind zu nennen: Geringes Eigengewicht, geringer Platzbedarf und niedrige Anschaffungskosten. Seitdem für das direkte Verfahren auch Wälzmühlen benutzt werden (Abb. 81), haben die Schlägermühlen an Verbreitung eingehüßt. Sie werden in Zukunft vor allem für verhältnismäßig weiche Brennstoffe bei direkter Aufbereitung anzuwenden sein. Ferner wird von der Schlägerwirkung zur Vorzerkleinerung hier und da Gebrauch gemacht werden. Überraschenderweise werden Schlägermühlen neuerdings in Amerika für Dampfkessel häufiger verwendet. Möglicherweise hängt dies damit zusammen, daß drüben im allgemeinen hochwertigere Kohlen (mit geringerem Aschegehalt) verarbeitet werden. Für die Behauptung, daß Schlägermühlen feuchtere Kohle vermahlen können als Wälz- oder Schwerkraftmühlen, konnte bisher ein schlüssiger Beweis nicht erbracht werden. Es kann wohl sein, daß die Gefahr des Klebens und Schmierens feuchten Materiales bei Schlägermühlen verhältnismäßig gering ist. Diesem Übelstand kann aber bei allen anderen Mühlenarten durch geeignete Lüftung, etwa in Verbindung mit Windsichtung, vorgebeugt werden. In Wirklichkeit verhält sich die Sache wahrscheinlich so, daß die Fähigkeit, feuchtere Kohle zu verarbeiten, weniger von der Mühlenart abhängt, als davon, wie stark die Mühle gelüftet wird.

Die Schwerkraftmühlen (Rohrmühlen) verbinden mit großer Betriebszuverlässigkeit und gleichbleibender Mahlfinheit den Vorzug geringer Instandhaltungskosten. Sie eignen sich daher für raue Betriebe, in denen kein geschultes Personal zur Verfügung steht. Diesen Vorzügen, die bei dem heutigen Stand der Mahltechnik ausschlaggebend sein können, stehen als Nachteile die höheren Anlagekosten sowie der größere Kraftbedarf gegenüber. Auch der Raumbedarf ist im Vergleich zu anderen Mühlen größer; in manchen (vor allem kleineren) Anlagen wird jedoch dieser Nachteil dadurch aufgehoben, daß man der größeren Betriebssicherheit der Rohrmühlen entsprechend mit einer geringeren Anzahl Reserveeinheiten auskommt. Für Anlagen mit großen Leistungen und hohem Belastungsfaktor, z. B. in Zementfabriken und größeren Hüttenwerken, die als zentrale Aufbereitungen außerhalb eines eng bebauten Werkskomplexes aufgestellt werden, kann die Rohrmühle am wirtschaftlichsten sein, wenn mit billiger, im eigenen Betrieb erzeugter elektrischer Energie zu rechnen ist. Vor allem werden manche Hüttenwerke den höheren Kraftbedarf der Rohrmühle gern mit ihrer bisher von keiner anderen Mühle erreichten Zuverlässigkeit in Kauf nehmen. Berücksichtigt man, daß man bei der Rohrmühle mit weniger Reserveeinheiten als bei anderen Mühlenarten auskommt, so wird eine Kostenrechnung meistens ergeben, daß bei einem Strompreis von weniger als 3—4 Pfg/kWh die Rohrmühle wirtschaftlicher als die Wälzmühle ist.

Die Rohrmühlen haben bereits eine lange Entwicklung hinter sich. Bei keiner anderen Mühlenart ist die auf Seite 125 erwähnte stufenweise Zerkleinerung in so klarer Weise durchgebildet worden. Hierdurch und durch die Einführung der Windsichtung ist es neuerdings gelungen, Raum- und Kraftbedarf zu verringern. So ist es auch zu erklären, daß die Rohrmühle im Lande der Wälzmühlen, in Amerika, nicht verdrängt werden konnte und vor allem auf manchen Zementwerken eifrige Verfechter hat.

Liegt dagegen die Aufbereitungsanlage in eng bebauter Umgebung oder handelt es sich um die Ausrüstung eines Kesselhauses, wobei die Mühlen in unmittelbare Nähe der Kessel gesetzt werden müssen, so kommen vor allem Wälzmühlen in Frage, die heute in Einheiten bis zu 25 t/h gebaut werden können. Auch bei kleinen Verbrauchern, die nicht von einer Zentralanlage gespeist werden und mit eigenen Mühlen-einheiten auszurüsten sind, ist heute in den meisten Fällen die Wälzmühle und nicht mehr die Schlägermühle zu wählen. Jedenfalls stehen die Wälzmühlen noch nicht am Ende der Entwicklung, und es besteht kaum ein Zweifel darüber, daß sie sich mit zunehmender Vervollkommnung auf Kosten der anderen Mühlenarten verbreiten werden.

Bei der Wahl der Mühlenart geben meistens die Mahlkosten den Ausschlag; sie lassen sich in einem gegebenen Falle an Hand des auf Seite 174 dargestellten Schemas ermitteln, wobei die im vorigen gegebenen Anhaltzahlen für den Arbeitsbedarf und die Reparaturkosten einzusetzen sind. Über die zu wählende Größe der Mühleneinheiten und ihrer Anzahl gibt Seite 153 Auskunft.

Da man sich mit der Wahl eines bestimmten Mühlenerzeugnisses auch auf eine bestimmte Sichterart festlegt, so ist vorher an Hand von Seite 103f. zu prüfen, ob der betreffende Sichter den jeweils vorliegenden Verhältnissen auch gerecht wird.

f) Die Förderung von Kohlenstaub.

1. Förderung durch Schnecken und Becherwerke. Die Schneckenförderung kommt heute nur noch für kurze, gerade und nicht mehr als 15° geneigte Strecken zwischen Mühle oder Staubfiltern und Sammelbunker, oder zwischen diesem und den in der Nähe der Aufbereitungsanlage befindlichen Feuerstellen in Betracht. Die Förderlänge beträgt selten mehr als 60 m. Die Schneckenträge sind mit gutdichtenden Deckeln zu versehen und bei warmem, noch zu feuchtem Staub durch Anschluß an die Entstaubung¹⁾ zu lüften, damit sich die Restfeuchtigkeit nicht niederschlägt. Der Kraftbedarf für wagerechte Strecken ist $\frac{4,5 \cdot T \cdot L}{1000}$ kW,

¹⁾ Siehe S. 160f.

wobei T in t/h und L in Metern Förderlänge einzusetzen ist. Für die Projektierung diene Zahlentafel 15. Um Überflutungen bei Schneckenbrüchen zu vermeiden, soll der Antrieb an dem Auslaufende der Schnecke liegen.

Zahlentafel 15. Förderschnecken für Kohlenstaub.

Schneckendurchmesser mm	170	200	200	300	350	400
Umdrehungen der Schnecke/Min.	110	105	95	90	85	80
Leistung in t/h	7—10	10—15	15—25	25—35	35—50	60—80

Für senkrechte Strecken können normale, gut eingekapselte Becherwerke verwendet werden, die ebenfalls an die Entstaubung anzuschließen sind.

2. Druckförderung. Der Staub wird aus einem unter Überdruck stehenden Behälter oder Drucktopf (Quigley) oder aus einem offenen Silo mittels der Kinyon-Pumpe in die Förderleitung eingespeist und durch diese als zusammenhängende Masse wie eine Flüssigkeit fortgedrückt. Um Verstopfungen zu verhüten und die Reibung zwischen Staub und Rohrwandung zu verkleinern, werden geringe Mengen Preßluft zugesetzt. Der Staub wird daher flüssiger. Der günstigste Luftzusatz hängt von der Kohlenart, der Staubfeinheit, dem Luftgehalt des Staubes und der Transportlänge ab; zu wenig Luft verursacht vermehrte Reibungsarbeit und damit erhöhte Kompressor- bzw. Pumpenarbeit; ebenso verursacht zu viel Luft vermehrte Kompressorarbeit. Normalerweise setzt man bei Entfernungen bis zu 200 m eine Luftmenge von 10—20 m³/t Staub zu und steigt bei Entfernungen bis 1000 m allmählich auf 20—30 m³/t. Die Fördergeschwindigkeit, bezogen auf Staub ohne Luft von einem spez. Gew. = 1,0, liegt bei ausgeführten Anlagen zwischen 0,2 und 2 m; solange noch keine genaueren Untersuchungen vorliegen, kann man für Überschlagsrechnungen annehmen, daß die auf luftfreien Staub bezogene Geschwindigkeit bei $\gamma = 1$ von 0,2 m/sek bei 75 mm etwa geradlinig auf 0,8 m/sek bei 150 mm l. W. der Leitung steigt, wenn der Anfangsdruck 2 atü und die Länge der wagerechten geraden Strecke 200 m beträgt; für jede weiteren 100 m erhöht sich der Anfangsdruck um 0,35—0,4 at.

Das Wesentlichste der Bauart Quigley geht aus Abb. 72 hervor. Der Drucktopf wird mit Kohlenstaub gefüllt, luftdicht abgeschlossen, mittels des Kompressors unter Druck gesetzt und mit der Förderleitung verbunden, die an den einzelnen Feuerstellen vorbeiführt. Über jeder Feuerstelle ist ein Zwischenbunker vorhanden, welcher zur Trennung der Beiluft vom Kohlenstaub einen kleinen Abscheider trägt. Dieser ist bei den geringen zugesetzten Luftmengen bei normalem Betrieb zwar überflüssig, erweist sich aber bei dem allerdings nur seltenen Ausblasen der Leitung oder bei unachtsamer Steigerung der Luftmenge

als nützlich. Der Drucktopf steht auf einer Waage, so daß die aufgenommenen und abgegebenen Kohlenstaubmengen genau bestimmt werden können. Das im Drucktopf befindliche, mit der Förderleitung verbindende Aufnahmerohr ist nach unten durchgeführt, wo es in geringem Abstand über einem am Boden befestigten Kegel endet; es ist ferner zur Regelung der Luftwege von einem Mantelrohr umgeben, welches oben zur Aufnahme von Preßluft über die Staubfüllung hinausragt und mittels eines Handhebels auf eine veränderliche Entfernung über dem Kegel eingestellt werden kann. Mit zunehmender Erhebung des Mantelrohrs muß die aus ihm austretende Luft auf ihrem Weg bis zum Kegel auch einen größeren Weg durch den Staub zurücklegen; der Luftzusatz nimmt infolgedessen ab.

Abweichend von Quigley ordnet die Grindle Fuel Equipment Co. an dem unten spitz zulaufenden Drucktopf eine Auslaufdüse an, welche die Zusatzluft aufnimmt. Die im Drucktopf und der Förderleitung herrschenden Drücke wirken auf ein Regelventil, welches den Zusatzluftbedarf der Staubmenge anpaßt.

Mit Hilfe der Drucktöpfe können in kurzer Zeit große Mengen Kohlenstaub befördert werden. Anlagen mit Förderweiten bis zu 1500 m sind seit Jahren in einwandfreiem Betrieb.

Leitungsdurchmesser und Kraftbedarf lassen sich leicht folgendermaßen überschlagen:

Es seien z. B. stündlich 25 t Staub 700 m weit zu fördern. Bei einer auf Grund der obigen Zahlen angenommenen Fördergeschwindigkeit von 0,55 m/s, bezogen auf reinen Staub von einem angenommenen

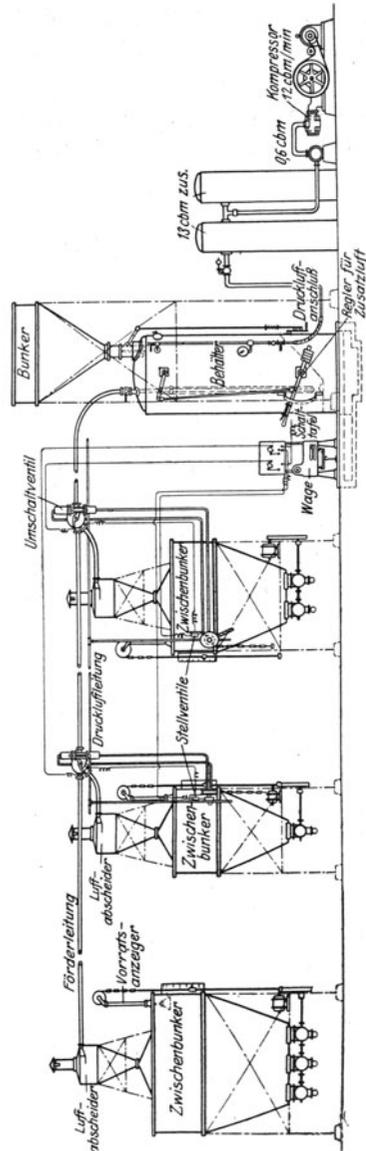


Abb. 72. Druckförderanlage mit Drucktopf nach Quigley.

spez. Gew. = 1 genügt eine Leitung von 125 mm l. W. Der Anfangsdruck beträgt nach den obigen Angaben etwa $2 + 0,4 \cdot 5 = 4$ atü. Der Luftbedarf werde mit $20 \text{ m}^3/\text{t}$ angenommen. Bei adiabatischer Kompression auf 4 atü sind nach Hütte II, 23. Aufl., S. 612 je 1 m^3 Luft 20 500 mkg erforderlich. Ist der Gesamtwirkungsgrad der Kompressoranlage $\eta = 0,5$, so ist der Kraftbedarf

$$\frac{20500 \cdot 20}{0,5 \cdot 3,671 \cdot 10^6} = 2,25 \text{ kWh/t Staub.}$$

Bei backendem Staub oder unachtsamer Luftzugabe steigt der gesamte Luftbedarf zuweilen auf

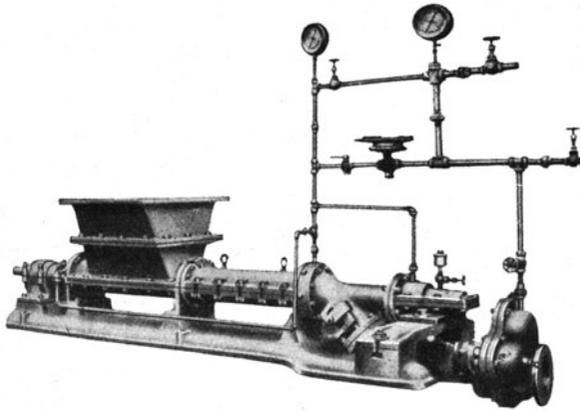


Abb. 73. Kinyon-Pumpe von Claudius Peters, Hamburg.

$30\text{--}40 \text{ m}^3/\text{t}$ Staub. Kompressor und Luftbehälter sind daher entsprechend groß zu wählen.

Bei der Kinyon-Pumpe fällt der Drucktopf weg; an seine Stelle tritt eine schnellumlaufende, von einem Elektromotor angetriebene Schnecke, welche den Staub aus dem Vorratsbehälter aufnimmt und in die Förderleitung einführt (Abb. 73). Die Steigung der Schneckengänge nimmt nach der Rohrleitung hin ab, so daß der Staub zusammengepreßt wird und infolgedessen den Vorratsbehälter gegen die Förderleitung abdichtet. Um dem Staub die erwünschte Leichtflüssigkeit zu geben, wird ihm am Auslaufende der Schnecke durch kreisförmig verteilte Düsen Preßluft zugesetzt. Da die Schnecke nicht, wie der Name „Pumpe“ vermuten läßt, so sehr als Förder- wie als Zuteilorgan wirkt, ist mit etwa den gleichen Luftmengen und Pressungen wie bei den Drucktopfapparaten zu rechnen. Der Schneckenantrieb erfordert etwa $0,6\text{--}0,75 \text{ kWh/t}$. Die Kinyon-Pumpe hat den Vorzug, daß die Staubzufuhr nicht so leicht wie bei Drucktopfanlagen aussetzen und infolgedessen der Zusatzluftverbrauch in die Höhe schnellen kann;

infolgedessen ist der Kraftbedarf trotz des zusätzlichen Schneckenantriebes im Dauerbetrieb nicht oder kaum höher als bei Drucktopfapparaten. Dient der die Pumpe beliefernde Behälter gleichzeitig als Wiegebunker, so ist über den Aufnahmetrichter eine Lederhose anzubringen; außerdem ist ein gutschließender Schieber vorzusehen, damit nicht Luft rückwärts aus der Pumpe in den Staubbunker übertreten kann. Staubabscheider über dem Zwischenbunkern sind unnötig.

Die Firma Claudius Peters in Hamburg stellt die Kinyon-Pumpe in folgenden Größen her:

Schneckendurchmesser der Pumpe in mm	l. W. der Förderleitung in mm.	Leistung in t/h
100	65	bis 2
	75	„ 5
150	100	„ 12
	125	„ 25
	125	„ 35
200	150	„ 50
	150	„ 70

Um die Abhängigkeit von Staub und Zusatzluftmenge noch zwangsläufiger zu gestalten, könnte man zum Antrieb der Schnecke eine mit Preßluft angetriebene Kolbenmaschine oder Turbine verwenden und die abgearbeitete Luft dem Staub zusetzen. Durch geeignete Wahl der Drucke vor und hinter der Antriebsmaschine ließe sich das günstigste Verhältnis zwischen den Preßluftarbeiten vor und hinter der Schnecke einstellen. Außerdem ließe sich z. B. bei zunehmendem Widerstand in der Förderleitung eine selbsttätige Luftanreicherung des Fördergutes erzielen. An Stelle der Schnecke könnte vielleicht auch ein schnell hin- und hergehender Stift treten, der von einem den pneumatischen Niethämmern ähnelnden Preßluftkolben angetrieben wird und bei jedem Hub der Förderleitung eine bestimmte Staubmenge einflößt.

Die Förderleitung wird am besten aus normalen nahtlosen aneinandergeschweißten Röhren zusammengesetzt. Bei feuchtem Staub besteht Gefahr, daß sich die Leitung verstopft; sie muß dann mit Preßluft, die der in Abb. 72 gezeigten Parallelleitung entnommen wird, ausgeblasen werden. Ist der Staub stets trocken, so ist diese Parallelleitung überflüssig. Um Verstopfungen in der Förderleitung zu

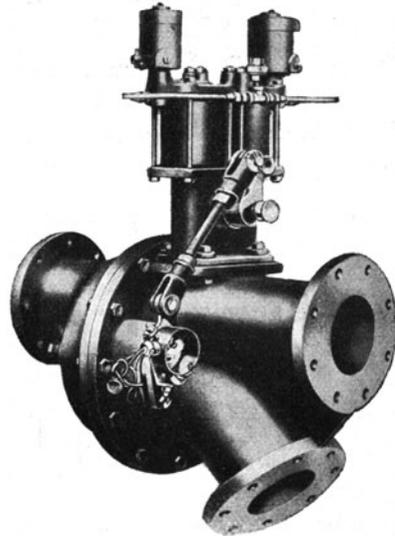


Abb. 74. Elektrisch gesteuerte, pneumatisch betätigte Zweigventile der Fuller-Lehigh Co. und von Claudius Peters, Hamburg.

erkennen, sieht die A. E. G. einen kleinen, federnd angebrachten Prallkörper vor, dessen schwingende Bewegung durch einen nach außen tretenden Draht kenntlich gemacht wird. Irgendein Wärmeschutz ist unnötig; die Förderleitung friert infolge der Reibungswärme nicht ein.

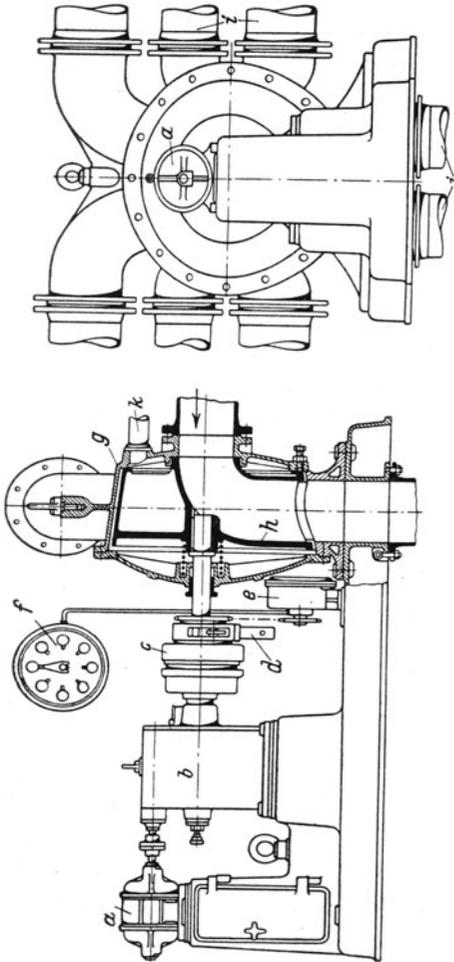


Abb. 75. AEG-Achtwegeschieber für Kohlenstaub¹⁾.
a Verstellmotor, *b* Zahnradgetriebe, *c* Kuppelung, *d* Verstellvorrichtung für Handantrieb, *e* Ferngeber zur Verteilschafftabelle, *f* Zahnradanzeiger im Aufbereitungsgebäude, *g* Schiebergehäuse, *h* Schieber, *i* zu den Kesselbunkern, *k* Anschluß für Ausbläseluft.

Um übermäßige Erhitzung des Staubes zu vermeiden, empfiehlt es sich, die Fördergeschwindigkeit bei dauernd benutzten Leitungen nicht über etwa 1—1,5 m/s zu steigern. Bei aschereichen Kohlen empfiehlt es sich, die Krümmer aus schleißfestem Baustoff herzustellen. Wegen der geringen Rohrdurchmesser lassen sich die Leitungen den Raumverhältnissen vorzüglich anpassen; zu kleine Krümmungsradien sind jedoch mit Rücksicht auf Verschleiß und Kraftbedarf zu vermeiden.

Die einzelnen Zwischenbunker können durch handbediente oder elektrisch gesteuerte, pneumatisch bewegte Abzweigventile an die Förderleitung angeschlossen werden (Abb. 74 und 75); außerdem können auch Verteiler

nach Abb. 83 verwendet werden; in diesem Falle lassen sich mehrere Stränge gleichzeitig speisen. Die elektrische Steuerung erfolgt mittels Druckknopfs von der Aufgabestation aus (Abb. 76). Auf dem Schaltbrett ist links ein Ventil angebracht, welches mittels Solenoids die Preßluft abstellt, sobald irgendein Zweigventil die Förder-

¹⁾ Münzinger, Z. V. d. I., 71 (1927) Nr. 53, S. 1868.

leitung von dem betreffenden Zwischenbunker abschaltet. Abb. 77 zeigt die Schalttafel der Staubförderanlage auf dem Klingenberg-Kraftwerk. Um den Staubstand in den einzelnen Zwischenbunkern feststellen zu können, verwendet man zuweilen Teufenzeiger nach Abb. 78, welche eine Glühlampe an der Aufgabestation zum Leuchten bringen, sobald sich das Sondenpendel infolge gesunkenen Staubes freihängt hat. Dem gleichen Zweck dienen an einem Zugseil hängende Schwimmer, sowie Membrane oder von außen sichtbare Glühlampen¹⁾, die in verschiedenen Höhen in die Bunkerwände eingebaut sind. Die Zuverlässigkeit

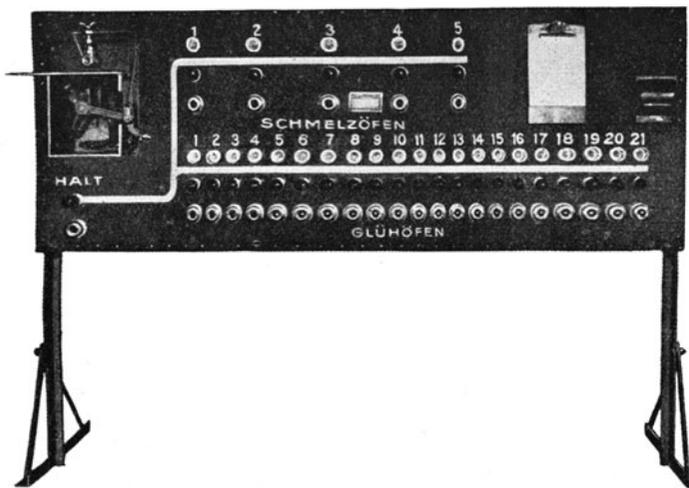


Abb. 76. Schalttafel mit Druckknopfsteuerung der Grindle Fuel Equipment Co.

der meisten bekannt gewordenen Teufenanzeiger läßt noch zu wünschen übrig. Die Gesamtanordnung der Kohlenstaub-Förderanlage des Klingenberg-Kraftwerks geht aus Abb. 79 hervor. Im Großkraftwerk East River in New York drücken zwei im Aufbereitungshaus befindliche Pumpen den Staub zu Wiegebunkern im Kesselhaus. Von diesen gelangt der Staub durch zwei weitere Pumpen zu den einzelnen Kesselbunkern. Durch eine unter diesen vorbeilaufende Förderschnecke kann der Staub zu den Pumpen zurückgebracht und in andere Kesselbunker umgeladen werden.

3. Pneumatische Förderung. Die aus der Getreideförderung bekannte pneumatische Förderung bedient sich des Luftstroms als Träger für den Staub, Abb. 80. Im Vergleich zur Druckförderung sind daher große Luftmengen bei geringen Drucken zu bewegen.

¹⁾ Techn. Blätter der Deutschen Bergwerkszeitung 1927, Nr. 39, S. 356.

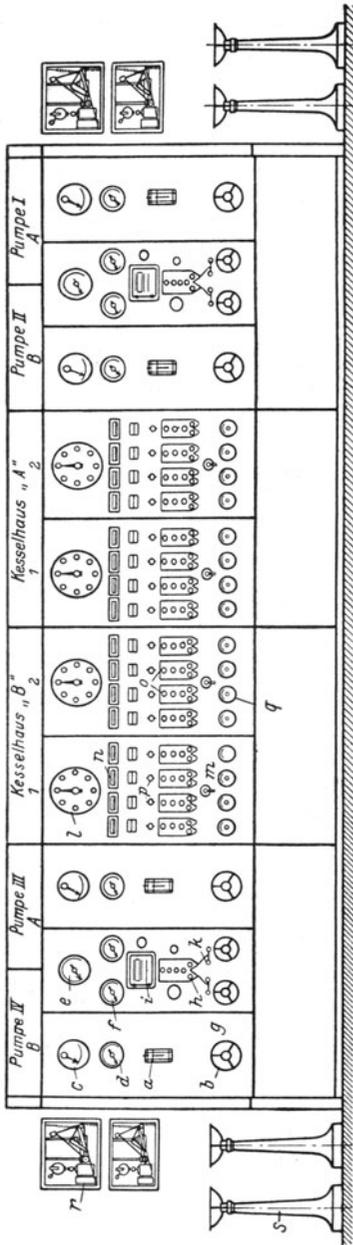


Abb. 77. Schalttafel der Staubbeförderung¹⁾.

a Pumpenmotor, *b* Pumpenmotoranlasser, *c* Pumpenmotor-Stromzeiger, *d* Druck der Förderleitung, *e* Kompressor, *f* Einblasedruck, *g* Einblasedruckventil, *h* Staubstand im Pumpenbunker, *i* Temperatur im Pumpenbunker, *k* Stellungsanzeiger für Anfahrchieber, *l* Stellungsanzeiger für Achtwegchieber, *m* Schalter für Achtwegchieber, *n* Temperatur im Kesselbunker, *o* Staubstand im Kesselbunker, *p* Strömungsanzeiger, *q* Überlaufrelais für Kesselbunker, *r* Luftmengemesser, *s* Betätigung für Dreiwegchieber.

a) Größere Entfernungen. Der Förderluftstrom wird mit Luftpumpen oder Ventilatoren erzeugt und durch die Förderleitung entweder gesaugt oder gedrückt (Abb. 21). Der Saugbetrieb ist bei Förderlängen bis zu 400 m möglich; er hat sich auf Braunkohlen-Brikettfabriken zur Entfernung des Brüden- und Filterstaubes eingebürgert. Bei Druckbetrieb lassen sich Entfernungen von 800 bis 1000 m überwinden. Zur Trennung des Staubes von der Transportluft am Ende der Förderleitung dienen Staubabscheider oder „Zyklone“. Diese arbeiten stets mit einem gewissen Staubverlust, der nur mit Hilfe einer Filteranlage zu vermeiden ist. Beim Saugbetrieb ist außerdem zum Schutz der Pumpe gegen den Staub noch ein Naßabscheider vorzusehen. In verschiedenen Fällen werden der Staub z. B. aus einem Eisenbahnwagen in den in der Nähe befindlichen Sammelbunker abgesaugt und aus diesem mittels einer zweiten Pumpe in die Förderleitung geblasen wird.

Die Fördergeschwindigkeit beträgt bei 0,12—0,3 m³ Luft/kg Staub 30—40 m/s.

¹⁾ Münzinger: Z. V. d. I., 71 (1927), Nr. 53, S. 1868.

Die Leitungen fallen bedeutend größer als bei der Druckförderung aus und büßen daher viel von ihrer Anpassungsfähigkeit an die örtlichen Verhältnisse ein. Dagegen hat die pneumatische Förderung den Vorteil größerer Unempfindlichkeit gegen feuchten Staub. Der Kraftbedarf ist meistens größer als bei Druckförderung. Für überschlägliche Rechnung diene die folgende Tafel nach Angaben der Maschinenfabrik F. A. Hartmann & Co., Offenbach:

Entfernungen in m	20—100	100—200	200—300	300—350
Kraftbedarf in kWh/t	2	2,5	3,5	4,5

Bei einer Förderlänge von z. B. 500 m und einer Stundenleistung von 12 t betrug der Arbeitsaufwand bei pneumatischer Förderung 5 bis

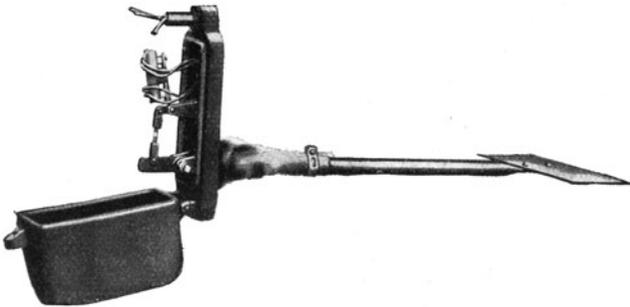


Abb. 78. Teufenanzeiger der Fuller-Lehigh Co. und von Claudius Peters, Hamburg.

6 kWh/t, bei Druckförderung nur 2,5–3 kWh/t. Die Förderleitung hat im ersten Falle 200 mm, im zweiten nur 105 mm l.W.

b) Verteilung innerhalb einer Werkstatt. Um eine Anzahl kleinerer Feuerstellen innerhalb eines Fabrikgebäudes von einer in diesem befindlichen zentralen Speisestelle aus mit einem brennfähigen Gemisch wie bei Gasfeuerungen zu versorgen, lassen sich zwei Wege beschreiten. Man kann von der Speisestelle entweder zu jeder einzelnen Feuerstelle eine Leitung ziehen (Sternverteilung) oder man kann eine ringförmige, zur Speisestelle zurückkehrende Hauptleitung vorsehen, welche an den einzelnen Feuerungen vorbeiläuft und mit diesen durch kurze Abzweigungen verbunden ist (Ringverteilung). In beiden Fällen beträgt die Fördergeschwindigkeit 20–40 m/s bei etwa 2,5–5 m³ Luft je kg, was etwa $\frac{1}{4}$ – $\frac{1}{2}$ der zur Verbrennung nötigen Luftmenge entspricht. Die restliche Luft wird an der Feuerstelle entweder durch natürlichen Zug angesaugt oder als Sekundärluft mittels Ventilators eingeblasen. In diesem Falle ist darauf zu achten, daß der Sekundärluftdruck stets geringer als derjenige des Staub-Luftgemisches ist. Ferner muß bei aussetzender Förderung des Staub-Luftgemisches

auch die Sekundärluft abgestellt werden. Andernfalls könnten heiße Ofengase rückwärts in die Förderleitung dringen und dort Explosionen

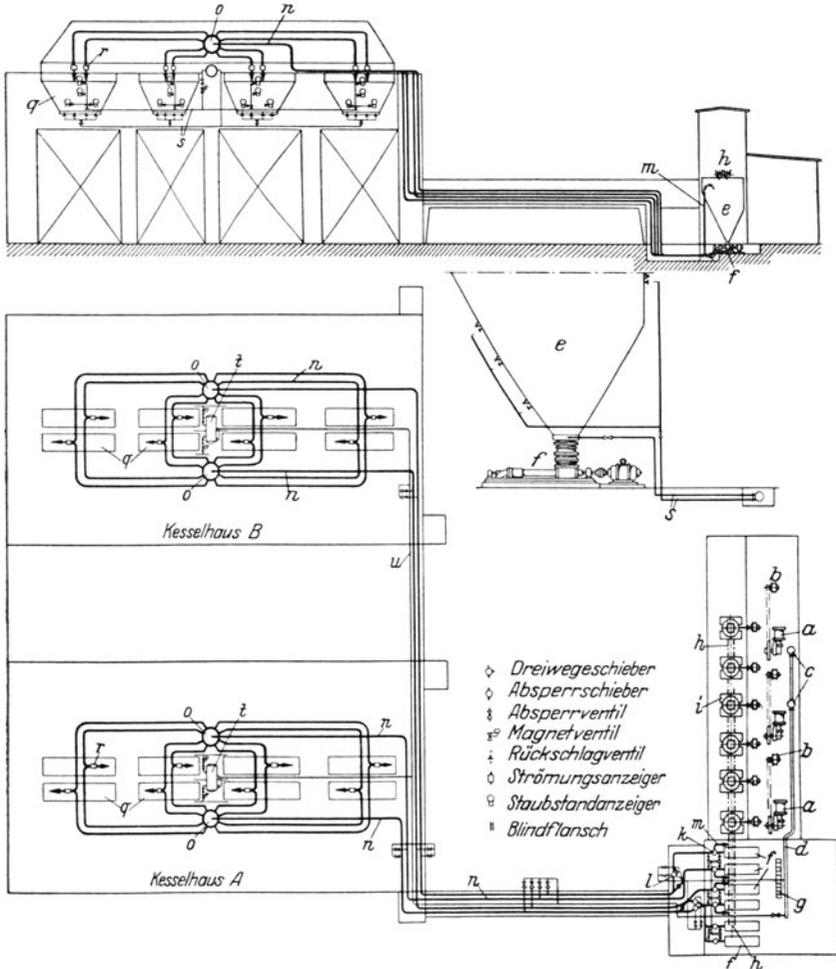


Abb. 79. Plan der Kohlenstaubförderanlage¹⁾.

a Kompressoren, *b* Motoren für *a*, *c* Windkessel, *d* Druckluftableitung, *e* Staubbunker, *f* Staubbumpen, *g* Verteilschalttafel, *h* Staubförderschnecken, *i* Mühlen, *k* Anfahrschieber, *l* Absperrschieber, *m* Anfahrleitung, *n* Staubförderleitungen, *o* Achtwegeschieber, *q* Staubbunker im Kesselhaus, *r* Strömungsanzeiger, *s* Staubauflockerleitungen, *t* Luftwindkessel, *u* Preßluftleitung für Luftwindkessel.

hervorrufen. Die Leitungen müssen nach dem Gebrauch mit reiner Luft ausgeblasen werden, damit sich kein Staub ablagern und möglicher-

¹⁾ Münzinger: Z. V. d. I. 71 (1927), Nr. 53, S. 1867.

weise entzünden kann. Die Förderleitungen haben Durchmesser von 80—500 mm l. W. und bestehen aus galvanisierten, zuweilen spiralförmig zusammengenieteten Blechrohren.

Der Ringverteilung, die als die ältere beider Verteilungsarten zuerst beschrieben werden soll, liegt folgendes zugrunde: Würde man eine Hauptleitung vorsehen, die an der entferntesten Feuerstelle totläuft, so bestünde bei Betrieb nur einiger Öfen die Gefahr, daß die Windgeschwindigkeit so stark abfiel, daß der Staub nicht mehr in der Schwebelage bliebe und die Leitung verstopfte. Bei der Ringleitung kreist dagegen

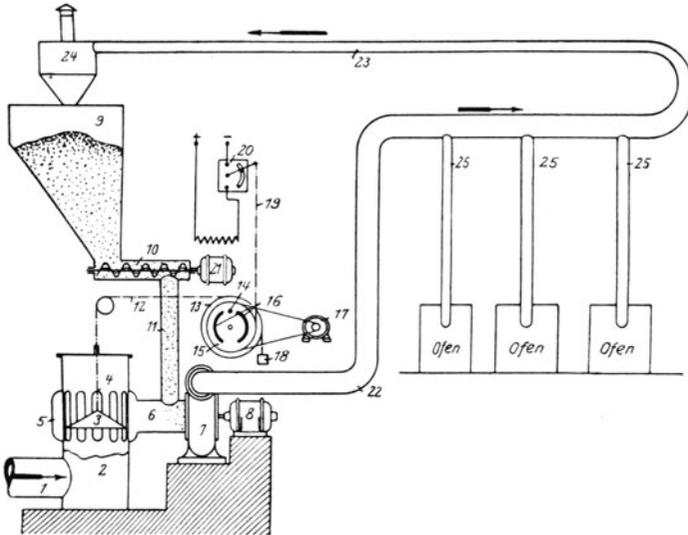


Abb. 80. Pneumatische Förderung mit Ringleitung und Regelung von Holbeck.

unabhängig vom Verbrauch stets ein so großer Strom, daß die Geschwindigkeit von 20—30 m/sek nicht unterschritten wird.

Die ursprüngliche Bauart mit Ringleitung stammt von Holbeck (Abb. 80)¹⁾; beachtenswert ist die Art der Regelung zur Erzielung eines konstanten Brennstoff-Luftgemisches. In einem mit Schlitzen 4 versehenen Zylinder 2 ist ein Blechkegel 3 mittels eines Ausgleichsgewichts 18 freibeweglich aufgehängt. Wird ein Ofen durch Öffnen einer Drosselklappe in der Leitung 25 angeschlossen, so paßt sich die angesaugte Luftmenge selbsttätig dem vermehrten Bedarf an. Infolgedessen steigt der Druck auf den Boden des Kegels 3; dieser bewegt sich solange nach oben, bis der Strömungsdruck infolge vermehrter Freigabe der Schlitze 4 wieder seinen alten Betrag erreicht hat. Die Höhenlage von 3 entspricht also genau dem angeforderten Luftbetrag und kann daher dazu

¹⁾ Bleibtreu: Mitt. 74 d. Wärmestelle d. Ver. deutsch. Eisenhüttenleute.

benutzt werden, die einzuspeisenden Staubmengen zu dosieren. Dies geschieht folgendermaßen: Die Kegelbewegung wird mittels Schnur 12 auf eine lose Scheibe 13 übertragen; vor dieser befindet sich eine zweite Scheibe 15, die von einem Servomotor 17 angetrieben wird; eine Änderung der Kegellage bringt den runden Kontakt 14 der losen Scheibe mit einem der Segmentkontakte 16 der Scheibe 15 in Berührung. Der dadurch eingeschaltete Servomotor dreht 15 so lange, bis sich beide Kontakte wieder trennen. 15 dreht sich also stets um den gleichen Winkel wie 13 und überträgt daher die Bewegung des Kegels 3 auf den Rheostaten des regelbaren Nebenschlußmotors 21 der Speiseschnecke 10.

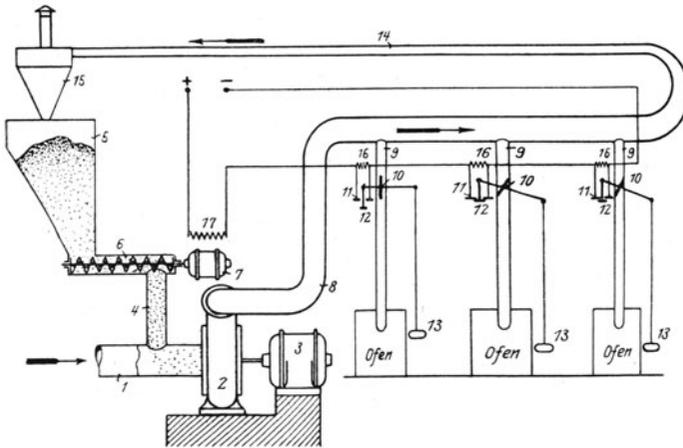


Abb. 81. Pneumatische Förderung mit Ringleitung und Regelung nach Herington.

Diese in Amerika häufig anzutreffende Regelmethode hat sich gut bewährt; sie hat vor den aus der Gasreglerpraxis bekannten mit Drosselklappe und Tauchglocke arbeitenden und naturgemäß auch für Kohlenstaub-Luftgemische anwendbaren Regelungen den Vorzug geringer bewegter Massen, die eine feine und schwingungsfreie Einstellung gestatten.

Eine andere Ausführungsmöglichkeit ist die von Herington (Abb. 81)¹⁾. Wird ein Ofen durch Öffnen der Drosselklappe 10 angeschlossen, so wird der Kontakt zwischen 11 und 12 an dem betreffenden Ofen unterbrochen, so daß der Erregerstrom des Nebenschlußmotors 7 durch den Widerstand 16 hindurchgehen muß. Je mehr Öfen angeschlossen werden, desto kleiner wird also der Erregerstrom, desto schneller läuft daher der Motor. Man kann natürlich die Widerstände 16 jedes Ofens nach dessen Leistung beliebig bemessen.

Die Verteilung durch Ringleitungen nach Abb. 80 ist in einer An-

¹⁾ Bleibtreu: a. a. O.

zahl amerikanischer Werke, u. a. einer der größten Waggonfabriken, in jahrelangem Betrieb.

Bei Anlagen mit einer Anzahl Kleinöfen, die sich auf größere Werkshallen verteilen, beträgt der Kraftbedarf der Verteilung 20–35 kWh/t Staub.

Bei Sternverteilung wird jeder Strang mit einem unmittelbar unter dem Speisebunker angebrachten Staubzuteilorgan versehen. Am gebräuchlichsten sind Speiseschnecken; sie können nebeneinander oder tangential unter dem Staubbunker angebracht werden. Bei einer größeren Anzahl von Strängen mit kleinen Durchsatzmengen würde eine derartige Anordnung reichlich unübersichtlich und teuer werden,

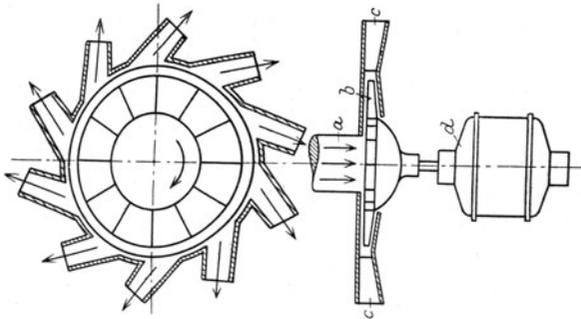


Abb. 82. Pneumatische Förderung mit Sternverteilung¹⁾.

a Zulauf von Speiseschnecke, *b* Ventilatorflügel, *c* Zweigleitungen, *d* Antriebsmotor.

und zwar vor allem dann, wenn jede Schnecke ihre eigene Tourenregelung oder ihren eigenen Antriebsmotor erhält. Der Ofenwärter müßte zum Einstellen seiner Feuerung häufig zwischen dieser und der Speisestelle hin und her laufen; dem ließe sich allerdings durch eine Fernsteuerung abhelfen; diese ist aber teuer und nicht ganz einfach. Ein Nachteil der Speiseschnecke ist ferner ihre ungleichmäßige Förderung bei kleinen Staubmengen.

Bei Kleinöfen wären daher an Stelle der Schnecken Schüttelspeiser nach Art von Abb. 124 zu erwägen. Werden die letzteren mit Preßluft angetrieben, so würde sich die Regelung von der Feuerstelle aus mittels eines kleinen Ventils recht einfach gestalten.

Es ist anzunehmen, daß sich der Schüttelspeiser, der nebenbei noch den Vorteil geringen Platzbedarfs und der Staubblockierung besitzt, zu einem recht brauchbaren Apparat entwickeln ließe.

Anstatt jeden Strang für sich mit einem Speiseorgan zu versehen, kann man auch eine gemeinsame Schnecke verwenden und das Staub-Luftgemisch hinter dem Ventilator verzweigen, Abb. 82. Die Regelung könnte wie bei der Ringverteilung nach Holbeck oder Herington (Abb. 80 und 81) erfolgen.

¹⁾ Journ. Am. Ceramic Soc. 9 (1926) S. 684/9.

Noch einfacher wäre es, den von der Schnecke zugeleiteten Staub erst hinter dem Ventilator zuzusetzen und den Strombedarf des Ventilatormotors als regelnden Faktor für die Schnecke zu benutzen. Wird z. B. ein Verbraucher abgestellt, so fördert der Ventilator entsprechend weniger Luft; in etwa gleichem Verhältnis nimmt, der Ventilatorcharakteristik zufolge, der Strom ab. Dieser kann nun über ein Solenoid oder einen Transformator auf den Rheostat des Schneckenmotors oder die Tourenregelung der Schnecke wirken.

Gewisse Schwierigkeiten macht bei Verwendung einer gemeinsamen

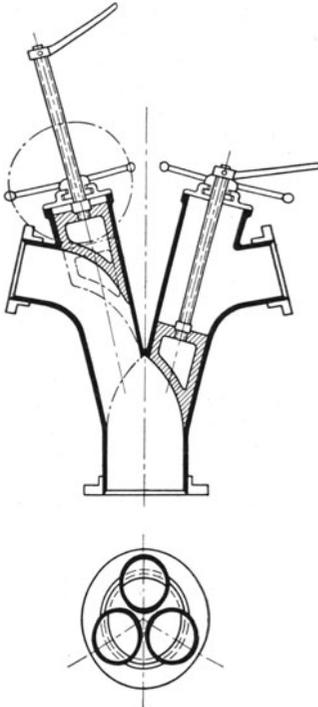


Abb. 83. Verteilung eines Staub-Luftgemisches auf mehrere Zweigstränge, nach Bleibtren.

Speiseschnecke die Verteilung des Staub-Luftgemisches auf die einzelnen Zweige. Bei gewöhnlichen Schiebern setzt sich der Staub leicht in den nicht von dem Strom durchspülten Ecken und Taschen als eine backende, schwer entfernbare Masse an. Man muß daher für einen möglichst glatten Übergang von der Haupt- in die Zweigleitung sorgen.

Als Absperrorgan könnten z. B. Tauchkolben nach Abb. 83 dienen, deren Bodenfläche sich sowohl der spitz auslaufenden Hauptleitung wie den Krümmern der Zweigleitungen anpaßt. Durch Senken des Tauchkolbens aus der links gezeigten Betriebsstellung und Drehung um 180° geht man in die rechts gezeigte Absperrstellung über. Durch mehr oder weniger tiefes Eintauchen des Kolbens (linke Seite) läßt sich auch eine gewisse Regelung vornehmen.

4. Vergleich der Förderverfahren. Förderschnecken und Becherwerke kommen nur für kurze Entfernungen, also etwa innerhalb der Aufbereitungsanlage in Frage; aber selbst hier werden sie von der Druckförderung verdrängt (Abb. 85).

Die Druckförderung hat folgende Vorzüge: Leistungsfähigkeit, schmiegsame Anpassung der Leitung, übersichtliche Verteilung und geringer Kraftverbrauch. Sie eignet sich für die Überwindung größerer Entfernungen und zur Verteilung des Staubes innerhalb einzelner Werkstätten bei großen und mittelgroßen Feuerungen, die mit eigenen Zwischenbunkern ausgerüstet sind.

Es ist anzunehmen, daß die Druckförderung auch für die Beherrschung von großen Entfernungen (bis zu 10 km und darüber) entwickelt werden kann.

Die pneumatische Förderung ist dort anzuwenden, wo der Staub abgesaugt werden muß; in diesem Falle kann sie auch zum Fortdrücken auf größere Entfernungen benutzt werden. Gegenüber der Druck-

förderung hat sie den Vorzug geringerer Empfindlichkeit gegen feuchten Staub und den Nachteil geringerer Schmiegsamkeit der Leitung, höheren Kraftverbrauches und größeren Verschleißes der Röhre. Das wichtigste Anwendungsfeld ist die Staubverteilung von einer Speisestelle auf mittelgroße und kleine nicht mit Zwischenbunkern versehene Feuerstellen innerhalb einer Werkstatt.

Hierbei hat die Sternverteilung den Vorzug größerer Unabhängigkeit der einzelnen Zweigleitungen voneinander; jede einzelne kann für sich geregelt werden; eine Störung in einem Strang zieht die anderen Zweige nicht in Mitleidenschaft.

Dagegen hat die Ringverteilung den Vorteil, daß stets ein brennbares Gemisch zur Verfügung steht. Allerdings ist die Regelgenauigkeit nicht so groß wie bei denjenigen Sternverteilungen, die je Zweig ein besonderes Zuteilorgan besitzen. Nachteile der Ringverteilung sind hoher Kraftbedarf bei schlecht ausgenutzten Betrieben und ein nicht ganz einfaches Regelverfahren zur Erzeugung eines gleichbleibenden Kohlenstaub-Luftgemisches. Die Ringverteilungen bergen wegen der großen, das Staub-Luftgemisch führenden Räume eine gewisse Explosionsgefahr in sich, wenn nicht für guten Betriebszustand gesorgt wird. Für leicht zündende Brennstoffe, wie Braunkohlen, sind Ringverteilungen jedenfalls nicht zu empfehlen.

g) Anordnung und Betrieb der Aufbereitungsanlage.

1. Anordnung. Die in den vorigen Abschnitten im einzelnen beschriebenen Stufen der Staubherstellung, wie Klassieren, Brechen, Trocknen und Mahlen, werden mit den zugehörigen Fördervorrichtungen örtlich in der Aufbereitungsanlage zusammengefaßt.

a) Ort und Größe, direktes oder indirektes Verfahren. Ist man sich auf Grund wirtschaftlicher Überlegungen, für die auf S. 172f. einige Beispiele angeführt sind, darüber klar geworden, welche Leistung die Anlage haben soll, und ob sie auf der Grube oder beim Verbraucher zu errichten ist, so muß ihre Lage im Verhältnis zu den benachbarten Betrieben festgelegt werden. Wird die Anlage beim Verbraucher errichtet, so muß man zunächst die Frage entscheiden: Direktes Aufbereitungsverfahren (Einzelmühlen) oder indirektes Aufbereitungsverfahren (zentrale Mahlanlage)? Wie auf S. 56 bereits erwähnt wurde, wird der Staub beim direkten Verfahren von einem kalten oder warmen Luftstrom aus der Mühle, ohne Zwischenschaltung besonderer Trockner, durch die meist kurze Förderleitung unmittelbar in die Feuerung geblasen. Das direkte Verfahren ist daher von vornherein auf diejenigen Fälle beschränkt, in denen keine zu feuchte Kohle vorliegt oder in denen der Feuchtigkeitsgehalt nicht so stark schwankt,

daß eine mehr oder weniger starke Trocknung mit Rücksicht auf möglichste Gleichmäßigkeit der Arbeitsweise und der Staubgüte erwünscht wäre. Andererseits darf der zulässige Feuchtigkeitsgehalt etwas größer als

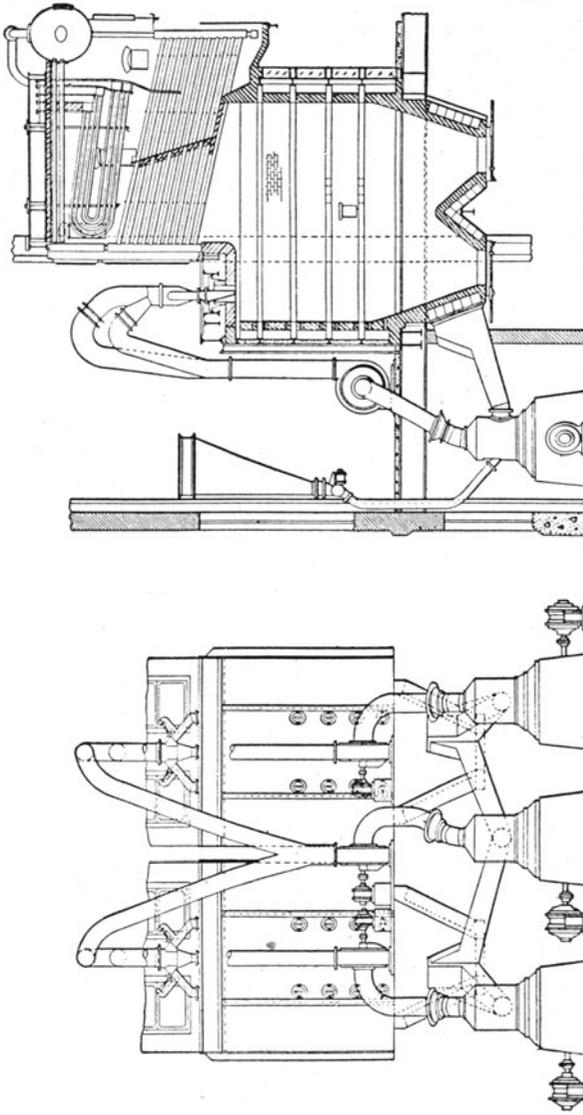


Abb. 84. Direktes Aufbereitungsverfahren für zwei 600 m^2 -Kessel (Fuller)¹⁾.

bei solchen indirekten Anlagen sein, die ohne Trockner arbeiten, da die bei feuchtem Staub in Bunker, Schnecken und Transportleitungen auftretenden Schwierigkeiten fortfallen. In Verbindung mit Mahltrocknung läßt sich das direkte Verfahren allerdings auch bei feuchten Kohlen verwenden. Erfahrungen liegen jedoch noch nicht in genügendem Umfang vor. Zwischenbunker fallen ebenfalls beim direkten Verfahren fort. Darin kann unter Umständen vom Standpunkt der Betriebssicherheit ein Mangel liegen. Dagegen hat die Anlage den Vorteil, kompakt und verhältnismäßig billig zu sein und unmittelbar vor der Feuerstelle aufgestellt werden zu können.

Das direkte Verfahren kann daher häufig mit Vorteil bei bereits bestehenden Kesselanlagen angewendet werden, wenn es sich um die

¹⁾ Bleibtreu: Mitt. 99 der Wärmestelle des Vereins d. Eisenhüttenleute.

Umstellung einzelner Kessel handelt oder wenn wegen beschränkter Raumverhältnisse oder wegen der vorhandenen, noch nicht abbruchreifen Transport- und Bunkeranlagen eine nach dem indirekten Verfahren arbeitende Aufbereitungsanlage zu teuer würde. Ebenso kann das direkte Verfahren in hüttenmännischen Betrieben mit einigen wenigen Öfen dann anzuwenden sein, wenn lange Betriebspausen vorliegen, durch die die Kapitalquote für die Aufbereitungsanlage wesent-

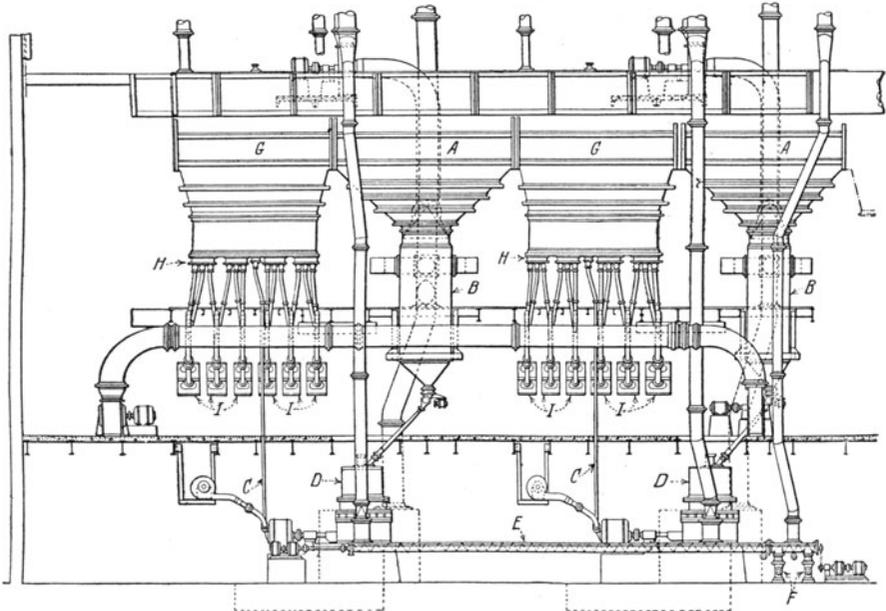


Abb. 85. Indirekte Aufbereitungsanlage im Parr Shoals Kraftwerk.

A Rohkohlenbunker zur Aufnahme der vorgebrochenen, gewogenen und von Eisenabfällen befreiten Kohle, *B* Randolph-Warmlufttrockner; Luftvorwärmer (nicht gezeigt) werden mit Kohlenstaub geheizt, *C* Kohlenstaubleitung zu den Luftvorwärmern, *D* Fuller-Mühlen, *E* Förderschnecke, fördert den Staub von der Mühle zu den Staubpumpen, *F* Staubpumpen, fördern den Staub zu den Bunkern, *G* Staubbunker (1 Bunker je Kessel), *H* Schnecken-speiser, *I* Brenner.

lich erhöht wird. Derartige Fälle liegen z. B. bei Herdflammöfen in Tempergießereien vor. Für Feuerungen dagegen, die in ihrer Leistung schnell und häufig auf- und abgeregelt werden müssen, ist das direkte Verfahren weniger geeignet, und zwar 1. weil die Transportluft, die meistens gleichzeitig auch Sichterluft ist, bei Teillasten nicht immer so weit verringert werden kann, wie es für konstante Mahlfeinheit und die Flammenführung erwünscht wäre, 2. weil Schwankungen in der Mahlbarkeit der Rohkohle (veränderliche Stückigkeit und Feuchtigkeit) sich auf Durchsatz der Mühle und auf Feinheitsgrad übertragen, 3. weil die Mühle schlecht ausgenutzt wird und daher nach

S. 113 der Kraftbedarf stark ansteigt. Ferner muß die Mühle dem höchsten und nicht wie beim indirekten Verfahren nur dem mittleren Staubbedarf gewachsen sein. Die Nachteile mangelnder Reserve und geringer Regelfähigkeit lassen sich allerdings durch eine zweite Mühle je Feuerung verringern. Die Gesamtkosten für ein solches Doppel-

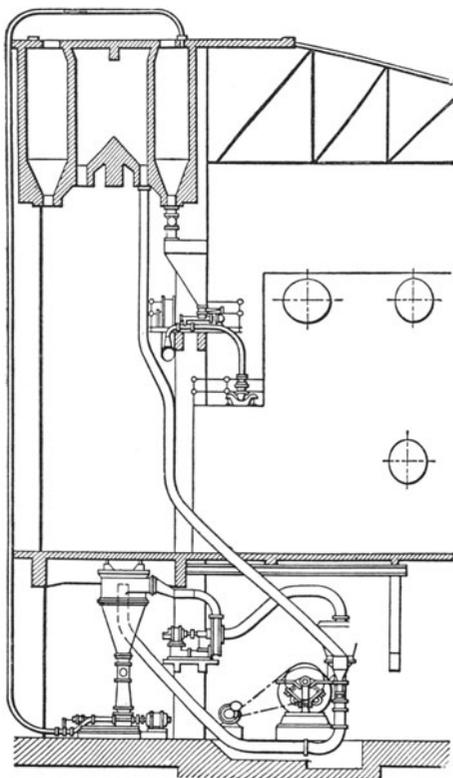


Abb. 86. Indirekte Aufbereitungsanlage nach Barthelmeß mit Rohkohlen- und Staubbunker, Rema-Mühle, Rema-Windsichter und Staubpumpe.

aggregat können immer noch billiger sein als eine indirekte Aufbereitungsanlage. Vielfach genügt es auch, für zwei Kessel drei Mühlen anzuordnen. Man trifft deshalb auch neuerdings, vor allem in Amerika, auf mittelgroßen Kraftwerken das direkte Verfahren an (Abb. 84). Wenn sich eine derartige Anordnung auch in Deutschland vor allem bei Grundlastkraftwerken unter Umständen empfehlen dürfte, so ist doch zu beachten, daß in Amerika mit seinen hohen Anlagekosten einerseits und seinen billigen Kohlen- und Stromkosten andererseits die obigen Nachteile des direkten Verfahrens weniger ins Gewicht fallen als bei uns. Auch die Anzahl der Kessel spielt eine Rolle: Für zwei Kessel sind beim direkten Verfahren z. B. 4 Mühlen von je 3 t/h, beim indirekten Verfahren dagegen 2 Mühlen von je 9 t/h aufzustellen, wenn in beiden

Fällen eine Mühle als Reserve dienen soll; die Anlagekosten sind beim direkten Verfahren trotzdem meistens niedriger. Liegen dagegen nicht zwei, sondern sechs Kessel vor, so müssen beim direkten Verfahren 12 Mühlen von je 2,5 t/h, beim indirekten Verfahren aber nur 3 Mühlen von je 14 t/h oder sogar nur 2 Mühlen von je 28 t/h aufgestellt werden, wenn wiederum eine Mühle in Reserve steht. In diesem Falle ist die indirekte Anlage sicherlich in der Anlage und im Betrieb die billigere.

Eine direkte Aufbereitungsanlage für Industrieöfen zeigt Abb. 21.

Im allgemeinen bietet der Einbau des direkten Verfahrens keine besonderen Schwierigkeiten. Dagegen erfordert das indirekte Verfahren sehr sorgfältige Entwurfsarbeit; die folgenden Ausführungen beziehen sich daher ausschließlich auf das indirekte Verfahren.

Dabei ist vor allem folgendes zu beachten¹⁾:

1. Eine Aufbereitungsanlage ist trotz ihrer Wichtigkeit ihrem Wesen nach ein Nebenbetrieb, welcher die organische Weiterentwicklung der Hauptgebäude, also etwa der Zeche oder der Werkshallen einer Hütte, nicht behindern darf. Die Aufbereitung wird deshalb zweckmäßig in einem besonderen Gebäude am äußeren Umfang des Werkskomplexes untergebracht; andererseits soll sie auch nicht unnötig weit von den Verbrauchern aufgestellt werden, damit sich die Förderkosten für den Staub nicht zwecklos erhöhen.

Eine Sonderstellung nehmen diejenigen Anlagen ein, in denen Abhitze zur Trocknung heranzuziehen ist, wie etwa bei Kesselhäusern. In solchen Fällen wird der Aufbereitungsapparat in unmittelbarer Nähe des Kesselhauses zu setzen sein, oder in diesem selber untergebracht werden (Abb. 84). Das gleiche gilt dort, wo zwischen oder neben den Kesseln genug Platz für eine trocknerlose oder mit Mahltrocknung arbeitende Aufbereitung vorhanden ist (Abb. 86).

2. Die Aufbereitung muß so angelegt sein, daß sie bereits vorhandene Transportmittel, wie etwa Greifer oder Waggonkipper, mitbenutzen kann.

3. Das zur Verfügung stehende Gelände muß für spätere Erweiterungen genügen.

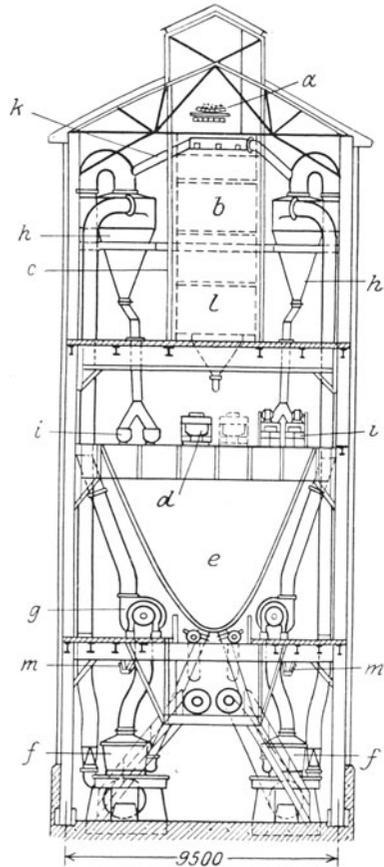


Abb. 87. Querschnitt durch das Mühlenhaus der Fordsonwerke (indirektes Verfahren).

a 750 mm Förderband für angelieferte Kohle, b Raum für Brecher und Schüttelsieb, c Raum für Magnetabscheider, d Schnecken für vorgebrochene Kohle, e Kohlenbunker von 700 t Inhalt, f Mühlen, g Mühlenventilator, h Staubabscheider, i Förderschnecken für Staub, k Überdruckleitung zum Staubfilter, l Staubfilter, m 5 t-Kran für Mühlenreparaturen.
— Länge des Gebäudes rd. 250 m.

¹⁾ Für Kraftwerke siehe ferner Dritter Abschnitt I, 1.

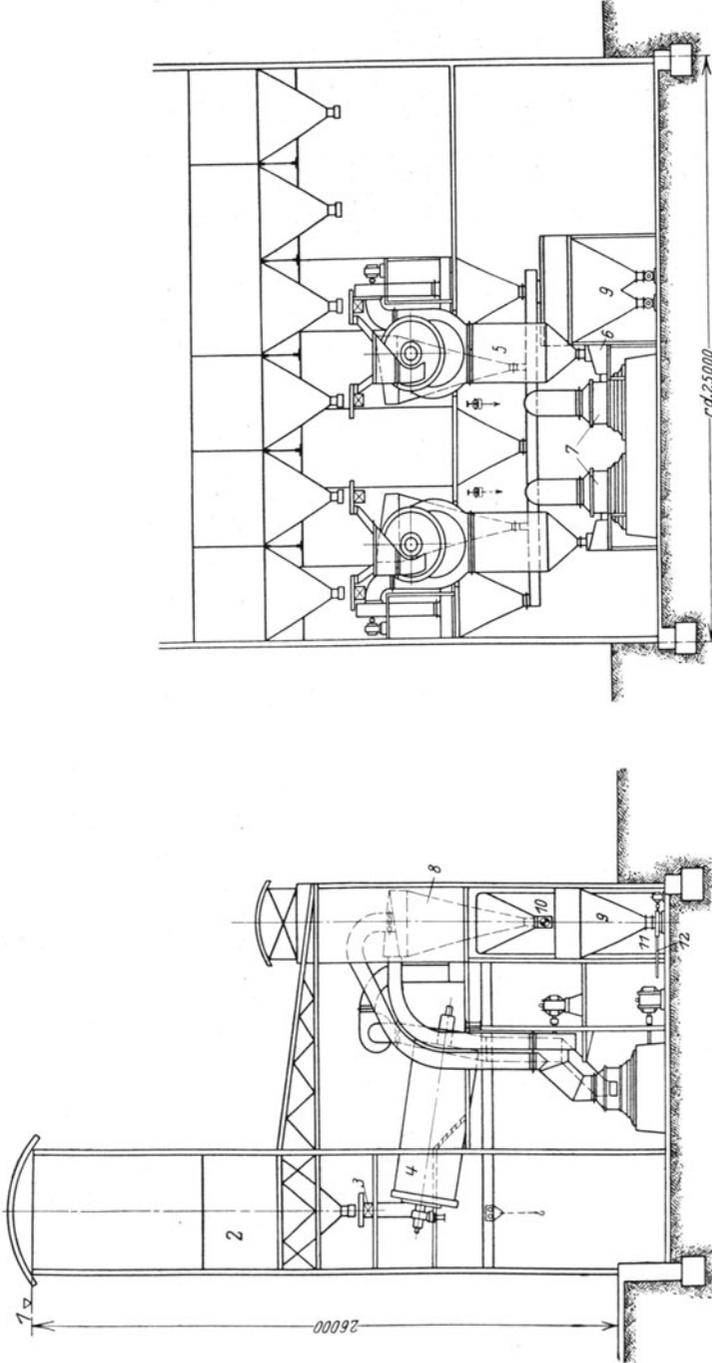


Abb. 88. Indirekte Aufbereitungsanlage mit Dampftrocknung der Kohlenstaubauswertung Bamag-Meguin-Büttner. Leistung je Mühle bzw. Trockner rd. 15—20 t Steinkohle

1 Anfuhr der Rohkohle, 2 Rohkohlenbunker, 3 Telleraufgeber, 4 Trockner, 5 Mühlenbunker, 6 Magnetabscheider, 7 Mühlen, 8 Staubabscheider, 9 Staubbunker, 10 Staubschnecke, 11 Kinyonpumpen, 12 Förderleitung.

4. Falls man keine teure Entstaubungsanlage einbauen will, ist die Anlage tunlichst so aufzustellen, daß Wohnstätten oder staubempfindliche Betriebe bei den vorwiegenden Winden (Westwind) möglichst wenig von den Staubschwaden belästigt werden.

b) Bauweise. Für die Gesamtanordnung der Aufbereitung ist die Lage der Trockner und Mühlen zueinander das Entscheidende. Sieht man wieder von den in den Kesselhäusern untergebrachten Aufbereitungsanlagen ab, so ist grundsätzlich daran festzuhalten, daß alle Trockner und alle Mühlen zu je einer Gruppe zusammengefaßt werden. Vielfach werden beide Gruppen durch eine Brandmauer oder Decke voneinander getrennt (Abb. 86 u. 91 bis 93); man kann auch zwei Gebäude vorsehen; dies wäre z. B. bei Umstellung alter Braunkohlenbrikettwerke auf Kohlenstauberzeugung der Fall, indem man die Mühlen im Pressenhaus unter-

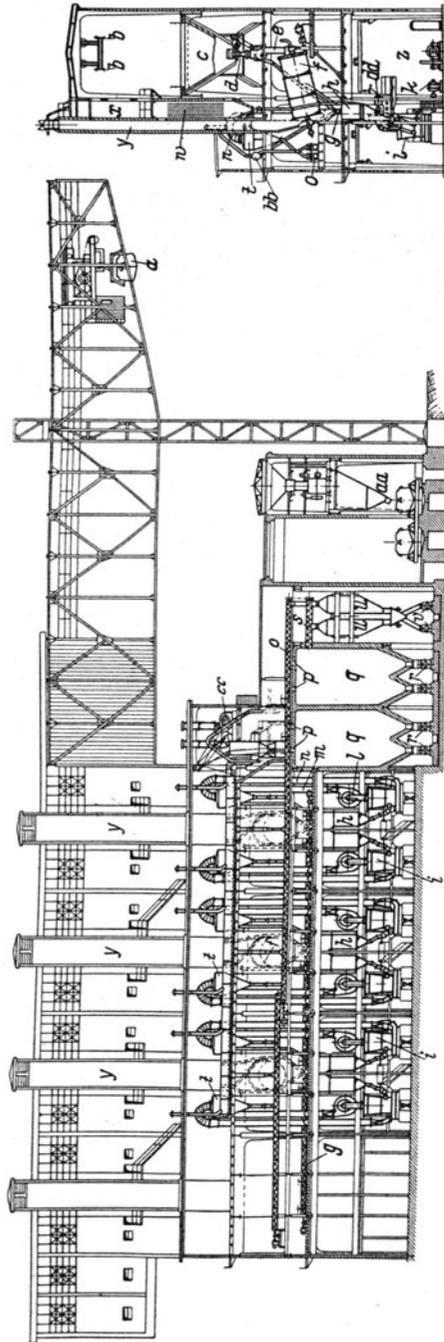


Abb. 89. Schnitt durch die Kohlenstaub-Aufbereitungsanlage des Klingenberg-Kraftwerks¹⁾.
a Küberkette, *b* Laufbahn für *a*, *c* Rohkohlenbunker, *d* Bunkerentleerung, *e* Kohlenzulauf zum Trockner, *f* Trockner, *g* Schnecken für Trockenkohle, *h* Mühlenbunker, *i* Mühlen, *k* Motoren für *i*, *l* Mühlengeläße, *m* Luftleitung zum Zyklon, *n* Luftleitung vom Zyklon, *o* Schnecken für Kohlenstaub, *p* Einwurf von *o* in Pumpenbunker, *q* Pumpenbunker, *r* Staubpumpen, *s* Rückführschnecke zum Pumpenbunker, *t* Zyklon, *u* Wiegebunker, *v* Staubpumpen unter dem Wiegebunker, *w* Elektrofilter, *x* Schlot des Elektrofilters, *y* Umgehungschlot, *z* Kompressorenraum, *aa* Brecheranlage, *bb* Entstaubungssammelkanal, *cc* Schlauchfilter, *dd* Motoren für Mühlengeläße.

¹⁾ Münzinger: Z.V.d.I. 71 (1927) Nr. 53, S. 1866.

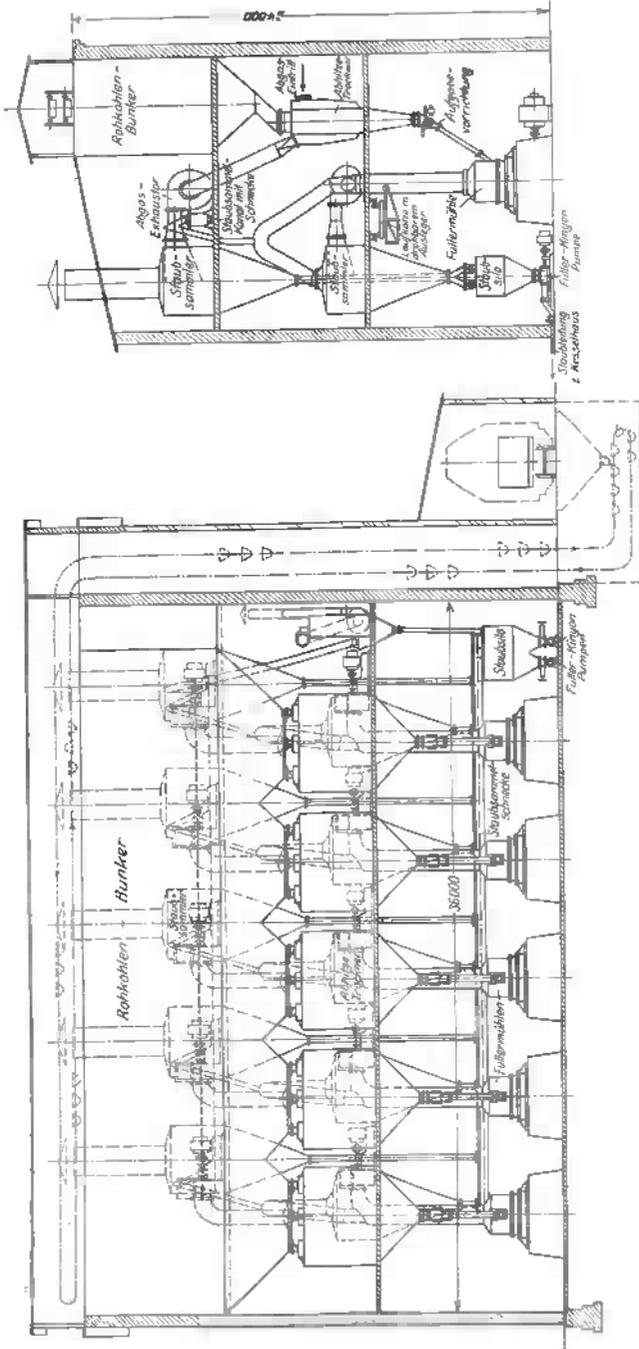


Abb. 90. Indirekte Aufbereitungsanlage mit steigenden Abgastrocknern und Fullermühlen.

bringt. Wird die Anlage in einem einzigen Gebäude untergebracht, so empfiehlt es sich im allgemeinen, mehr in die Höhe als in die Breite zu gehen und die Rohkohle am höchsten Punkt einzuführen. Sie kann dann ohne Becherwerke und Schnecken ihrer Schwere folgend durch die Anlage bis zu den Mühlen bewegt werden. Nach diesen Grundsätzen sind die Anlagen der Abb. 85 bis 91 entworfen worden, während Abb. 92

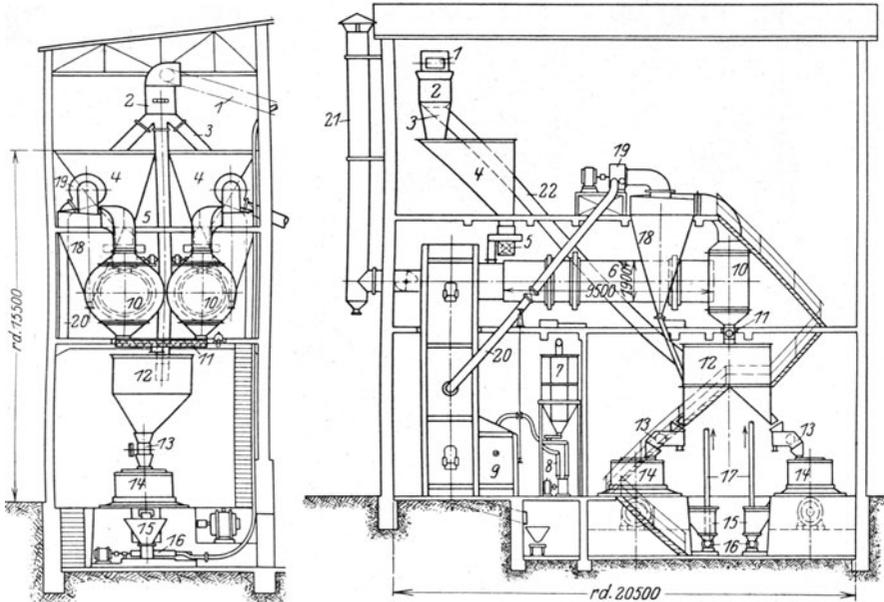


Abb. 91. Indirekte Aufbereitungsanlage mit Feuergastrocknung der Kohlenstaubauswertung Bagaméguin-Büttner für zwei 750 m²-Kessel von 40 atü. Leistung je Trockner 18 t/h Steinkohle.

Bei Trocknung von 12 auf 1 vH Wasser. Leistung je Mühle 20 t/h.

1 Rohkohlen-Transportband, 2 automatische Waage, 3 Kohlenrutsche, 4 Naßkohlenbunker, 5 Teller-aufgeber, 6 Trockner, 7 Bunker für Staubfeuerung, 8 Staubfeuerungsapparatur, 9 Verbrennungskammer, 10 Ausfallgehäuse, 11 Ausziehschnecke, 12 Mühlenbunker, 13 Magnetausscheider, 14 Mühlen, 15 Zwischenbunker, 16 Kinyonpumpen, 17 Staubförderleitung, 18 Trockenzyklon, 19 Ventilator, 20 Wrasenleitung, 21 Schornstein, 22 Kohlenrutsche (direkt zur Mühle).

einen in die Breite gehenden Typ darstellt. Die schmale hohe Bauweise ist zwar teurer, hat aber den Vorteil leichterer Erweiterungsmöglichkeiten und besserer Lichtverhältnisse. Ferner wird an bebauter Grundfläche gespart.

Eine Anlage ohne Trockner zeigt Abb. 87; je eine Anlage mit Dampftrocknern ist durch Abb. 88 und 89 und eine solche mit stehenden Abgastrocknern durch Abb. 90 vertreten. Für Feuergastrocknung zeigt Abb. 91 eine zweistöckige, Abb. 92 und 93 je eine einstöckige Anordnung für Stein- und Braunkohle.

c) Größe der Trockner und Mühlen. Grundsätzlich sollten die

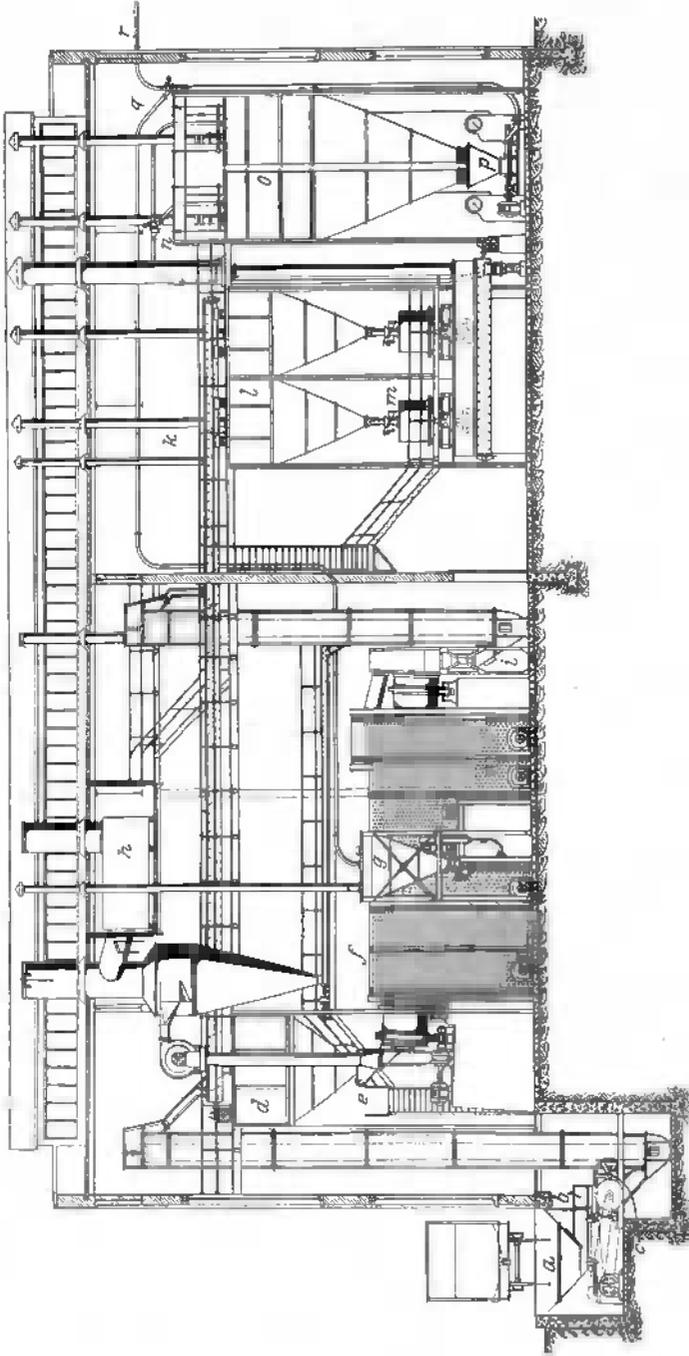


Abb. 92. Indirekte Aufbereitungsanlage mit 2 Fuller-Feuergas-Trommeltröcknern und 4 Fuller-Kugelmöhlen. $M \sim 1 : 150$.
a Rohkohlenrichter, *b* Schwingesieb, *c* Brecher, *d* Rohkohlenbunker, *e* Speiser für Trockner, *f* Fuller-Gegenstromtrockner, *g* Staubbunker für Trockner-
 heizung, *h* Brüdenfilter, *i* Magnetabscheider, *k* Entlüftungsröhre der Bunker, *l* Trockenkohlenbunker, *m* Fuller-Möhlen mit Siebsichtung, *n* Druckförderleitung
 mit Zweigventilen, *o* Staub-Wiegebunker, *p* Staubpumpe, *q* Druckförderleitung zum Trockner, *r* Druckförderleitung zu den Verbrauchern.

Trockner- und Mahleinheiten auf das mit einem zuverlässigen Betriebe zu vereinigende Mindestmaß beschränkt werden. Bei kleinen Anlagen genügt ein einziger Trockner, wenn eine ziemlich trockene Rohkohle angeliefert wird, die im Notfall auch unmittelbar in der Mühle verarbeitet werden kann. Bei größeren Anlagen, die mehrere Betriebe zu versorgen haben, sollte man jedoch (vor allem bei Braunkohlen) mindestens zwei Trockner vorsehen. Ebenso genügt bei kleiner Anlagen häufig eine einzige Mühle, und zwar vor allem dann, wenn große Bunkerräume zur Verfügung stehen, die über eine zwei- bis dreitägige Mühlenreparatur hinweghelfen. Bei allen wichtigeren Anlagen sollten jedoch mindestens zwei Mühlen vorhanden sein. Während die Trockner bereits seit langem in Einheiten von 25 t/h und mehr hergestellt werden, betragen die Spitzenleistungen bei Rohrmühlen etwa 12 t, bei Wälzmühlen nur 5—6 t/h. Erst kürzlich sind die Mühlen-

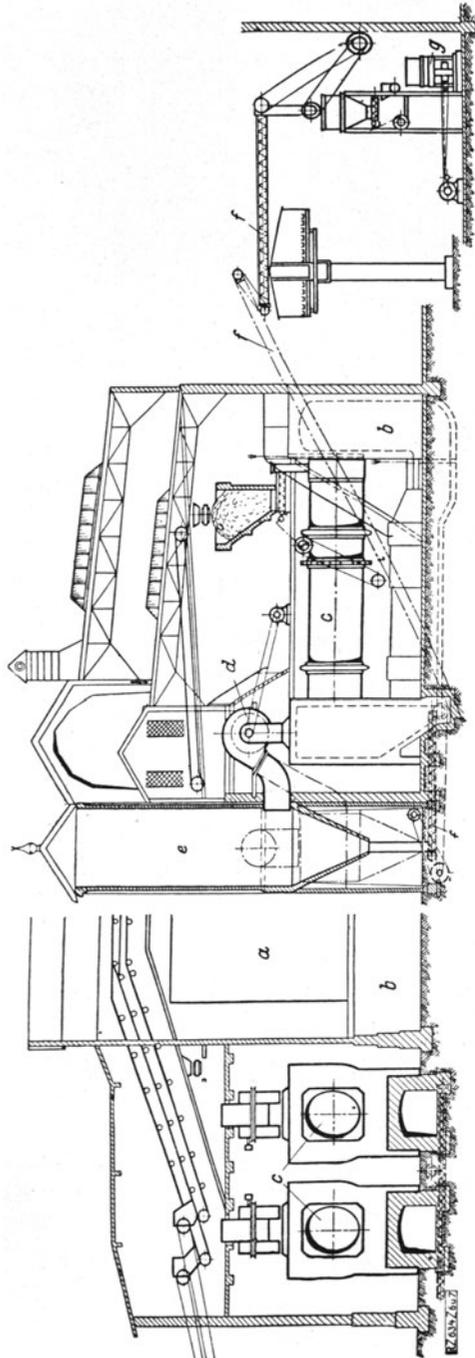


Abb. 93. Indirekte Aufbereitungsanlage auf einer Braunkohlengrubel).
 a Dampfkessel, b Rauchgaskanal, c Gleichstrom-Trommeltrockner, d Ventilator, e elektrische Entstaubung, f Förderschnecken, g Mühlen.

¹⁾ Grunewald: Z. V. d. I. 69 (1925), Nr. 31, S. 1006.

hersteller zu Leistungen bis zu 25 t/h übergegangen. Hierin liegt ein großer Fortschritt, der in der Praxis noch nicht genügend beachtet wird. Zur Erzeugung einer Tagesleistung von z. B. 360 t je 24 Stunden sind entweder vier 5 t- oder zwei 15 t-Mühlen erforderlich. Im ersten Falle würden normalerweise vier Mühlen 18 Stunden und bei Ausfall einer Mühle drei Mühlen 24 Stunden arbeiten müssen, während im zweiten Fall die beiden 15 t-Mühlen nur 12 Stunden und bei Ausfall der einen Mühle die andere 24 Stunden zu mahlen hätte. Die Anlage mit den größeren Mühlen hat also bei gleichwertiger Betriebsreserve den Vorteil kürzerer Arbeitszeit bei niedrigerem Anlagekapital, während

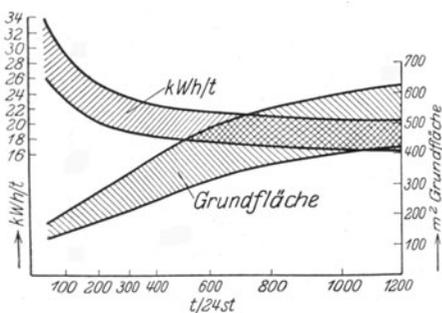


Abb. 94. Platz- und Kraftbedarf normaler indirekter Aufbereitungsanlagen.

sie gleichzeitig im Notfall höhere Spitzenleistungen zuläßt. Durch Verwendung möglichst großer Einheiten lassen sich z. B. mit zwei 20 t-Mühlen Tagesleistungen von 480 t/24 h bewältigen, wofür noch vor einigen Jahren bei gleichwertiger Betriebsreserve mindestens fünf 5 t-Mühlen erforderlich gewesen wären. Die Großanlage der Abb. 90 mit fünf eingebauten 20 t-Fuller-

Großmühlen leistet 1920 t/24 h. Über größeren Mühlen ist ein Reparaturkran anzubringen, der den in regelmäßigen Abständen erforderlichen Ausbau verschlissener Teile erleichtert.

d) Anlagekosten. Für die ersten Überschlagsrechnungen können die Baukosten für die gesamte Aufbereitung einschließlich der Fundamente, des Gebäudes, der Staubbunker, Motoren und Antriebe, aber ohne Förderanlage und Bunker für die Rohkohle bei Anlagen von mehr als 80 t/24 h nach der Formel: Anlagekosten in 1000.— Mk. = $(70 + 0,4 \text{ bis } 0,7 \times \text{Tagesleistung in t})$ angenommen werden. Bei Braunkohle sind etwa 20–30 vH zuzuschlagen.

e) Platzbedarf. Die bebaute Grundfläche neuerer Anlagen geht aus Abb. 94 hervor. Die obere Kurve bezieht sich auf Anlagen mit Trommeltrocknern, die untere auf Anlagen mit stehenden Abgastrocknern.

f) Gebäude. Die Außenwandungen des Gebäudes werden zweckmäßig aus Eisenfachwerk hergestellt, das mit Rücksicht auf Staubansammlungen innen möglichst glatte Flächen haben sollte. Man baue möglichst große Fensterflächen ein, die nicht nur für Licht und Luft sorgen, sondern auch bei Explosionen nachgeben und dadurch schwere Zerstörungen in der Anlage verhindern. Das Dach, das ebenfalls leicht aber solide herzustellen ist, soll mit reichlichen Luftabzügen versehen

sein. Brandmauern sind nach den polizeilichen Vorschriften zu errichten. Um Staubablagerungen zu vermeiden, empfehlen sich durchbrochene Laufstege und Treppen sowie schräge Fensterbänke. Ferner ist heller Anstrich des inneren Gebäudes ratsam.

g) Entladung der Rohkohle. Die Förderung der Rohkohle vom Eisenbahnwagen zu der Aufbereitungsanlage muß neuzeitlich und leistungsfähig sein. Unzureichende und behelfsmäßige Vorrichtungen können die Wirtschaftlichkeit einer sonst guten Anlage vernichten. Für feinstückige nicht zu feuchte Kohle ist bei staubempfindlicher Umgebung die pneumatische Bunkerung (siehe S. 60) zu erwägen. Meistens kommen jedoch zur Hochförderung Becherwerke und bei großen Anlagen Gurtförderer oder Schrägaufzüge (skips) in Frage. Für die Verteilung der Kohle auf die einzelnen Bunker eignen sich wagerechte Bänder, die zuweilen durch eine über die Bunker hinwegfahrbare Waage (Weichtometer) hindurchlaufen. Eine zweckmäßige Entladevorrichtung für eine mittelgroße Anlage zeigt Abb. 92; bei großen Anlagen empfehlen sich Waggonkipper oder Greifer. Auf Brecher und Schüttelsiebe sollte man nicht verzichten, um auch stückige Kohlen wirtschaftlich verarbeiten zu können.

h) Transport innerhalb der Anlage. Man Sorge für möglichst einfache gradlinige Transportwege. Die Becherwerke und Schnecken sind mit Rücksicht auf weniger heizkräftige Brennstoffe reichlich zu bemessen. Die Trockenkohlenbunker über den Mühlen müssen auch unter Umgehung der Trockner beschickt werden können, falls die Kohle an sich trocken genug ist, oder der Trockner betriebsunfähig ist; Abb. 91 und 92. Um das Becherwerk zwischen Trockner und Mühle zu sparen, kann der Trockner hochgelegt werden (Abb. 91), wodurch gleichzeitig die bebaute Grundfläche verkleinert wird. Zur Förderung des Staubes von der Mühle zum Zwischenbunker kann an Stelle des Becherwerkes auch die Staubbumpe treten, Abb. 88.

i) Bunker. Der Umfang des Rohkohlenbunkers richtet sich nach Zuverlässigkeit und Häufigkeit der Anlieferung. Sowohl Trockenkohlen wie Staubbunker müssen mindestens die fünffache Menge des stündlichen Durchsatzes aufnehmen können. Es hat aber auch keinen Zweck, sie zu groß zu machen. Grundsätzlich soll die Speicherung in die Zwischenbunker der Feuerstellen und nicht in die Aufbereitungsanlagen verlegt werden. Nur bei besonders pyrophoren Kohlen kann längere Lagerung in der Aufbereitungsanlage in luftdichten Bunkern erwünscht sein, um zu verhindern, daß etwaige Brandherde zu den Verbrauchern verschleppt werden. Für die Berechnung des Volumens ist zu beachten, daß frisch gemahlener Staub ein spezifisches Gewicht von 0,45—0,75 hat. Lagert er länger, so sackt er durch

Luftabgabe in sich zusammen, wobei sich das spezifische Gewicht bis auf 0,8—1,0 erhöhen kann. Die Bunker sind nach Möglichkeit so anzuordnen, daß sie lebenswichtigen Teilen der Anlage nicht das Licht wegnehmen. Größere Bunker sind durch Zwischenwände und mehrere Auslauftrichter zu unterteilen, damit der Staub sicher entleert und Brände eingeschränkt werden können. Bei Staubbunkern, die Erschütterungen oder der Hitze ausgesetzt sind, sollte man auf Schweißverbände verzichten; es empfiehlt sich jedoch, die Nietsäume der Dichtigkeit wegen zu schweißen. Die Trichterwandungen haben eine Neigung von mindestens 60° aus der Wagerechten. Ferner sind gut verschließbare Öffnungen zum Lösen etwa gepackten Staubes vorzusehen. In hartnäckigen Fällen, die vor allem bei feuchter Rohfeinkohle oder bei feuchtem Staub eintreten, kann man sich damit helfen, daß man den Bunkertrichter innen mit verzinktem Blech auslegt. Bei Staubbunkern läßt sich ferner die Kraterbildung mit ihren unangenehmen Folgeerscheinungen (Schießen) nach einem Vorschlag der „Kohlenscheidungs-Gesellschaft“ zuweilen dadurch vermindern, daß man an der Bunkerdecke eine Anzahl bis in den Trichter hinunter reichender Streifen aufhängt. Diese werden beim Füllen aus der Senkrechten abgedrängt, hängen sich aber beim Entleeren wieder frei und erleichtern dadurch das Nachrutschen des Staubes. Die Roh- und Trockenkohlenbunker sind mit gut durchgebildeten Auslauforganen zu versehen. Allzu häufig wird noch der Fehler gemacht, einen einfachen Schieber anzubringen. Besonders geeignet sind Tellerspeiser, die im wesentlichen aus einer unter der Auslauföffnung angebrachten, sich drehenden Platte bestehen. Von dieser wird die Kohle mit einer verstellbaren Streichschaufel abgenommen. Bei Kohle, die zum Festbacken im Kohlenrichter neigt, empfiehlt es sich, auf den Drehteller einen in den Bunker hineinreichenden Stift zu setzen, der mit Haken oder Querstäbchen versehen ist und daher wie ein Rührwerk arbeitet. Bei großen Durchsatzmengen können anstelle der drehenden Speiseteller auch Austragbänder treten. Bei pyrihaltigen Kohlen empfiehlt es sich, die Innenflächen der Bunker mit einer Betonschicht zu belegen. Alle Staubbunker und Staubabscheider müssen allseitig geschlossen sein, so daß weder Staub nach außen, noch Luft nach innen dringen kann; sie sollten ferner mit Explosionsklappen versehen sein, welche mit einem geraden durch das Dach ins Freie führenden Abzug verbunden sind (Abb. 92). Bei Kohlen, die zu Bränden neigen, sind ferner in den Decken der Bunker kleine, gut verschließbare Prüflöcher anzubringen. Die Staubbunker des Klingenberg-Kraftwerks in Berlin (Abb. 95) sind zum Schutz gegen warmen Staub innen mit 7,5 und 5 cm dicken Kaloritsteinen isoliert und mit 2 cm dickem Zement-Glattstrich gegen Schwitzwasserbildung versehen.

k) Elektrische Einrichtungen¹⁾. Mit Rücksicht auf die Explosionsgefahr wird manchmal dem Wechselstrom der Vorzug gegeben, sofern nicht die allgemeinen Verhältnisse ohnehin für diese Stromart sprechen. Manche Verbraucher verlangen zur Vermeidung jeglicher Funkenbildung Drehstrommotoren mit Kurzschluß-Käfiganker an Stelle von Schleifringen. Werden Gleichstrommotoren verwandt, so empfiehlt es sich, diese bei schlechtventilierten Anlagen und bei leicht entzündlichem Staub einzukapseln. In diesen Fällen sind Gleichstromschalter in einem besonderen Raum unterzubringen, Steckkontakte

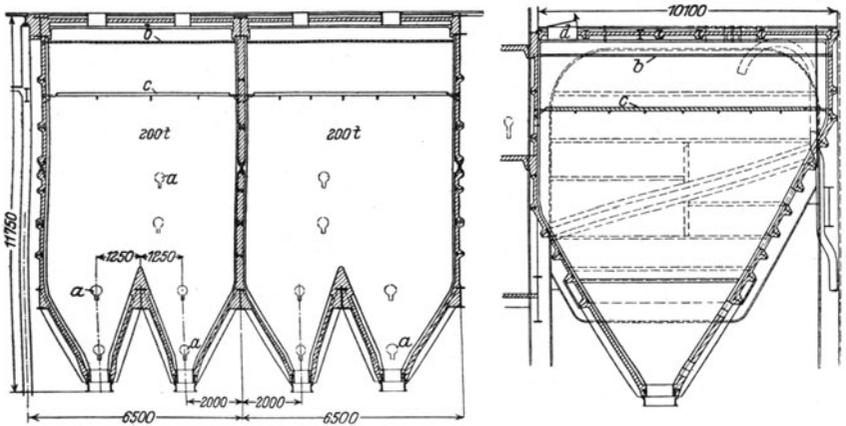


Abb. 95. Kohlenstaubbunker²⁾.

a Staubstandanzeiger, *b* Handlauf für die Besteigung, *c* Fußlauf für die Besteigung, *d* Einsteigöffnung mit Klappe.

zu vermeiden und fahrbare Staubsauger (Vacuum cleaners) zum Reinigen der Anlage mit Preßluftmotoren anzutreiben. Bei größeren Anlagen, bei denen die einzelnen Teile vom Aufsichtspersonal nicht dauernd unter Augen gehalten werden können, sind sämtliche Antriebe von einer zentralen Schalttafel aus zu bedienen. Außerdem sind an verschiedenen Stellen der Anlage Fernsteuer-Druckknöpfe anzubringen, durch welche der betreffende Teil der Anlage sofort stillgesetzt werden kann. Ferner sind die Anlasser für die einzelnen Antriebe so miteinander elektrisch zu verbinden, daß in dem Augenblick, in dem irgendein Teil der Anlage aussetzt, alle vorgeschalteten Antriebe selbsttätig ausgeschaltet werden. Auf diese Weise wird Trocknerbränden und Staubüberflutungen in den Bunkern oder Mühlen vorgebeugt. Bei aussetzendem Antrieb der Trommeltrockner sind die

¹⁾ Power: 64 (1926), Nr. 15, S. 557f. und Nr. 16, S. 586f. Power: 67 (1928), Nr. 4, S. 144.

²⁾ Laube, Z. V. d. I. 71 (1927) Nr. 53, S. 1848.

Heizgase mittels eines Solenoids selbsttätig auf den Hilfsschornstein umzuschalten. Um zu vermeiden, daß Förderschnecken bei Wellenbrüchen den Schneckenentrog in den vor der Bruchstelle liegenden Teilen überfluten, sind die Antriebe an das Auslaufende zu legen. Alle metallischen Teile der Anlage, wie Wellen, Lager usw., sind wie in elektrischen Anlagen zu erden.

1) Entstaubung. Auf allen Aufbereitungsanlagen, die nach dem indirekten Verfahren arbeiten, werden in den Becherwerken und den Förderschnecken und bei mürben Kohlen vor allem in den Trocknern recht bedeutende Staubmengen aufgewirbelt. Außerdem führt bei windgesichteten Mühlen die den Staubabscheider verlassende Luft kleinere Mengen sehr feinen Staubes (s. S. 108).

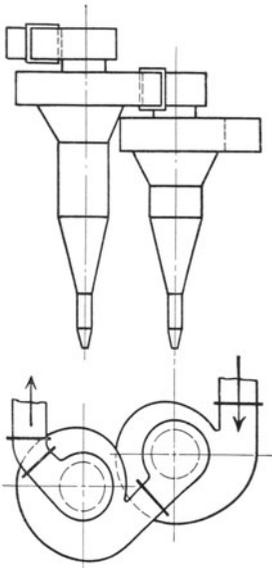


Abb. 96. Hintereinander geschaltete Staubabscheider (Zyklone) zur Entstaubung von Trockenbrüden, Mühlenabluft oder Rauchgasen.

1. Trockner. Die gröberen Teile in den die Trockner verlassenden Abgasen lassen sich durch Geschwindigkeitsverminderung in großen Staubkammern verhältnismäßig einfach wiedergewinnen. Diese können hinter oder unter den Trocknern angebracht werden (s. Abb. 28); sie kommen jedoch nur bei sehr mürben oder feinen Kohlen in Betracht und werden auch bei diesen neuerdings wegen schlechter Reinigungsmöglichkeit und Brandgefahr des in den Ecken haftenden Staubes verlassen. Der Staub geht besser mit den Abgasen durch den Trocknerventilator und wird soweit wie möglich in dem nachfolgenden „Zyklon“ oder Abscheider wiedergewonnen (Abb. 92). Häufig empfiehlt es

sich, zwei Abscheider hintereinanderzuschalten; für beschränkte Raumverhältnisse eignet sich die Anordnung nach Abb. 96. Bei feuchten Kohlen besteht Gefahr, daß die Brüden im Staubabscheider kondensieren, so daß sich dieser schnell mit schlammartigen Ansätzen anfüllt. In solchen Fällen ist dafür zu sorgen, daß die den Trockner verlassenden Brüden hinreichend weit vom Sättigungspunkt gehalten werden und daß der Abscheider gegen Kälte geschützt wird.

Völlig lassen sich die Brüden in „Zyklonen“ nicht entstauben. Für die Filterung der entweichenden Feinstaubmengen sind Stofffilter wegen der Brandgefahr einerseits und wegen der in der Nähe des Sättigungspunktes befindlichen Abgase andererseits nur zu empfehlen, wenn sie gut gewartet werden. Häufig muß der Filterraum gut geheizt werden. Man kann ferner die auf Braunkohlen-Brikettwerken übliche nasse

Brüdenentstaubung anwenden, bei welcher der Feinstaub durch Wassernebel niedergeschlagen wird¹⁾. Der als Schlamm wiedergewonnene Feinstaub ist aber eine lästige Beigabe. Neuerdings geht man zur elektrischen Entstaubung über. Diese hat sich bei Trocknern der Braunkohlen-Brikettwerke auf mehreren Anlagen bewährt (Abb. 93). Der Kraftbedarf beträgt je nach Größe und Art der Anlage etwa 0,06–0,3 kWh/1000 m³ Abgase. Bei Trocknern einer Braunkohlen-Brikettfabrik wurde 0,1 kWh/1000 m³ Brüden oder etwa 1 kWh für 70 t Trockenkohle festgestellt. Der Entstaubungsgrad liegt über 90 vH. Entzündungen der Staubschwaden durch Überschläge in der Entstaubungskammer lassen sich vermeiden, wenn dafür Sorge getragen wird, daß die Abgase eine gewisse Sättigung nicht unterschreiten. Diese muß um so höher sein, je niedriger die Brüdentemperaturen liegen. Es empfiehlt sich daher, den Sättigungsgrad der Abgase in der auf S. 88 beschriebenen Weise zu überwachen²⁾.

Möglicherweise kommt als weiteres Verfahren noch das von der „Delbag“ entwickelte Wanderschichtenfilter in Frage, bei welchem die staubhaltigen Gase durch eine dünne Schicht einer körnigen Schüttung hindurchdringen müssen. Diese vollführt mittels eines Pumpwerkes eine dauernde Kreisbewegung, so daß die mit Staub angereicherten Körner am unteren Ende der Filterfläche gereinigt werden können, um in diese oben wieder in aufnahmefähigen Zustand einzutreten.

Ein abschließendes Urteil über die verschiedenen Entstaubungsverfahren der Trocknerbrüden ist noch nicht möglich. Wenn in allerletzter Zeit die Bewegung wieder von der elektrischen zur Stofffilterentstaubung zurückzupendeln scheint, so darf man daraus keine allzu weitgehenden Schlüsse ziehen. Bei dem heutigen Stande haben die Stofffilter allerdings den Vorteil für sich, einen rauheren Betrieb zu vertragen zu können.

2. Mühlen und Förderwege. Becherwerke und Förderschnecken sind staubdicht einzukapseln, durch Blechrohre mit dem Mühlenventilator oder einem eigenen Sauger zu verbinden und unter geringem Unterdruck zu halten, so daß kein Staub nach außen dringen kann. Der abgesaugte Staub wird wie bei Trocknern und windgesichteten Mühlen hinter dem Ventilator im „Zyklon“ zurückgewonnen. Um den Ventilator vor Beschädigungen bei Explosionen zu schützen, sind die Gehäuse der staubführenden Becherwerke und Förderschnecken mit Explosionsklappen und möglichst geradlinigen, ins Freie führenden Abzügen zu versehen. Man kann den Staub auch ganz oder teilweise

¹⁾ Trocken-Naßentstaubung unter Verwendung der Michaelis-Schleuder oder nach dem Telex-Verfahren; siehe Richter und Horn: Die mech. Aufbereitung der Braunkohlen. Halle 1926.

²⁾ Siehe ferner Z. V. d. I. 70 (1926), Nr. 8, S. 253f.

durch einen zweiten Ventilator absaugen und der Feuerung zuführen. Dabei muß jedoch vermieden werden, daß bei aussetzendem Ventilator rückwärts heiße Gase in die Entlüftungswege gelangen. Bei Braunkohlen und gasreichen Steinkohlen empfiehlt sich daher ein selbsttätiger Abschlußschieber oder eine elektrische Verriegelung der Ventilatormotoren.

Zahlentafel 16. Aus den Betriebsbüchern des Großkraftwerks Trenton Channel bei Detroit¹⁾.

	Jahr 1926
Mengen:	
Gesamte Staubmenge t	384568
„ Mahlstunden h	63031,1
„ Förderzeit der Staubbumpen h	6319,7
Durchsatz je Mühlenstunde t/h	6,09
„ je Pumpenstunde „	60,95
Kraftbedarf:	
Gesamtbedarf kWh	9428930
„ in vH der Gesamterzeugung vH	1,32
Trockner (stehender Dampftrockner) kWh/t	0,34
Mühlen und Ventilatoren „	20,70
Schneckenförderer „	0,25
Staubbumpen „	0,84
Kompressoren für Staubbumpen „	1,47
Beleuchtung „	0,89
Gesamtbedarf „	24,49
Stromkosten bei 1,5 ø kWh Selbstkosten ø/t	36,74
Dampf:	
Gesamtverbrauch zum Trocknen und Heizen t	16250
Verbrauch der Trockner kg/t	33,5
„ „ Heizung „	8,8
Dampfkosten bei 2,70 M/t Dampf ø/t	11,4
Bedienung:	
Arbeitsstunden h/t	0,115
Lohnkosten bei 2,82 M Stundenlohn ø/t	32,7
Instandhaltung:	
Arbeitsstunden h/t	0,040
Lohnkosten bei 3,18 M Stundenlohn ø/t	12,7
Materialverbrauch ø/t	16,6

Sehr feiner Staub läßt sich auch bei noch so großen Zyklonen nicht aus der Luft abscheiden. Ein Teil kann zwar durch einen zweiten kleineren, sogenannten Überdruckabscheider wiedergewonnen werden. Eine völlige Entstaubung der ins Freie tretenden Luft ist aber auch in diesem Fall nicht möglich. Auf verschiedenen Anlagen wird daher statt des Überdruckabscheiders die auf S. 161 erwähnte Trocken-Naß-entstaubung oder ein Stofffilter benutzt, in welchem fast aller Staub

¹⁾ Nat'l El. Light Ass., Pulv. Fuel, New York, Aug. 1927.

zurückgewonnen wird. Die Reinigung der Filterschläuche erfolgt einmal am Tag durch eine von Hand oder mechanisch betätigte Rüttelvorrichtung. Die Stofffilter müssen vor Kälte geschützt werden, damit keine Kondensation des in den Staubschwaden enthaltenen Wasserdampfes stattfindet. Eine mit derartigen Filtern ausgerüstete Großanlage ist in Abb. 87 gezeigt; bei dieser werden je t Kohle etwa 2 kg Feinstaub im Filter wiedergewonnen. Über die Anwendungsmöglichkeiten der elektrischen Entstaubung der aus den Mühlen und Förderwegen stammenden Staubschwaden gehen die Ansichten auseinander, weil über die Höhe der erforderlichen Dampfsättigung Zweifel bestehen.

Der aus der elektrischen und Stofffilterentstaubung zurückgewonnene Staub ist meistens fein genug, um in Staubfeuerungen verarbeitet werden zu können. Der bei der Nachtrocknung abgesaugte Braunkohlenstaub kann jedoch ebenso wie der bei der Innenentstaubung in Braunkohlen-Brikettfabriken gewonnene Staub für die unmittelbare Verwendung zu feucht sein.

m) Ventilatoren. Die Ventilatoren für die Trockner und Mühlen müssen von anerkannt guter Bauart sein. Lager, die in das Ventilatorengehäuse hineinreichen, sind nicht zulässig.

n) Kraftbedarf. Der gesamte Kraftbedarf neuerer Aufbereitungsanlagen liegt zwischen den in Abb. 94 gezeigten Kurven.

o) Heizung. Bei kaltem Klima und jähen Temperaturstürzen sind die Aufbereitungsräume mit Warmwasser- oder Dampfheizungen zu versehen. Vor allem sind die Bunker vor Berührung mit kalter Luft zu schützen, um Niederschläge am Innern der Wandung zu vermeiden.

2. Betrieb. a) Statistik. Für eine Aufbereitungsanlage gelten die gleichen Grundsätze geordneter Betriebsführung wie für neuzeitliche Kraftwerke. Kraft- und Schmiermittelverbrauch, Trockner-Temperaturen und Sättigungen, ein- und ausgehende Kohlenmengen und ihre Feuchtigkeitsgehalte sind fortlaufend zu messen und in Betriebsprotokolle einzutragen. Außerdem empfehlen sich monatliche und jährliche Zusammenfassungen nach Zahlentafel 16. Die wichtigsten Organe sind in kurzen Abständen zu überholen; über ihren Zustand ist in Betriebsformularen Bericht zu erstatten. Vor allem ist für rechtzeitigen Ersatz verschlissener Mühlenteile zu sorgen.

b) Belegschaft. Die Belegschaft ist über ihre Pflichten eingehend zu unterrichten. Je Schicht sind in der Regel ein bis zwei Mann für die Entladung der Rohkohle, ein Mann für ein bis vier Trockner und ein bis zwei Mann für den Dienst an ein bis vier Mühlen und den Staubförderapparaten erforderlich.

Im Großkraftwerk Trenton Channel bei Detroit, das 150000 installierte kW besitzt, ist die Kohlenförderung und die nach dem

indirekten Verfahren arbeitende Aufbereitungsanlage einem Ingenieur mit folgender Belegschaft unterstellt:

Nur auf Tagschicht:

1 Waggonkipper-Maschinist.

4 Platzarbeiter für Reinigung und Verschiebedienst.

1	Reparaturschlosser	} Magnetscheider und Bunker für Kipper- und Förderdienst, Brecheranlage.
2	Gehilfen	

2 Putzer.

Für jede der 3 Schichten:

1 Aufbereitungsmeister.

2 Wärter für Trockner- und Mühlendienst.

1 Staubpumpen-Maschinist.

1 Reparaturschlosser.

c) Explosions- und Brandgefahr und ihre Verhütung. In richtig gebauten und gut betriebenen Anlagen darf kein Staub umherfliegen. Die Gefahr von Staubschwaden wird jedoch überschätzt; nicht jedes Staub-Luftgemisch ist explosibel. Im großen und ganzen nimmt die Explosionsneigung mit wachsendem Gehalt an flüchtigen Bestandteilen zu und mit wachsendem Aschegehalt ab. Ohne eine Zündquelle (offenes Feuer-, Funken, Brandherde) an irgendeiner Stelle der Anlage sind Staubexplosionen unmöglich¹⁾.

Brandherde sind vor allem glimmende Stellen in der gelagerten Kohle oder in dem in Ecken, auf Dachbindern oder Fensterbänken angesammelten Staub. Der häufigste Sitz der Brandherde liegt in den Roh- und Trockenkohlenbunkern. Bekanntlich ist vor allem Braunkohlenbrikettabrieb besonders entzündlich. Liegt er längere Zeit, so steigert sich seine Temperatur dauernd, um sich nach etwa 10—14 Tagen bei etwa 80—90° zu entzünden. Nicht ganz so ausgesprochen ist die Neigung zur Selbstentzündung bei dem aus Braunkohlen-Brikettwerken stammenden Filterstaub. Es empfiehlt sich daher, diese Brennstoffe entweder möglichst schnell zu verarbeiten oder in luftdichten Behältern zu stapeln. Brandherde treten ferner auf, wenn die Kohle im Trockner überhitzt wird. Es sollte darauf geachtet werden, daß die Kohle den Trockner mit nicht mehr als 70—80° verläßt²⁾.

Es muß ausdrücklich festgestellt werden, daß sich Brandherde nur bei hinreichender Luftzufuhr entwickeln können (geschütteter Brikettabrieb oder Braunkohlenstaub glimmt daher nur an den luftberührten Oberflächen). Gelangt brennende Kohle in luftdichte Bunker, so wird das Feuer in der Regel schnell erstickt. Nur bei frisch gemahlenem

¹⁾ L. D. Tracy: U. S. Bureau of Mines, Bulletin 242. P. Beyersdorfer: Staubkohlenexplosionen. 1925. Verlag Th. Steinkopff, Dresden u. Leipzig.

²⁾ S. S. 106.

Staub kann es vorkommen, daß sich das Feuer noch einige Zeit in das Innere der Schüttung einfrißt, bis die Luft aufgebraucht worden ist. Werden daher in luftdichten Trockenkohlen- oder Staubbunkern Brände festgestellt, so kann man mit Bestimmtheit annehmen, daß der Herd vorher mit der Kohle eingeführt worden ist.

Die Feststellung von Feuer im Kohlenstaubbunker ist nicht immer leicht. Temperaturmessungen geben keinen Aufschluß, wenn man nicht zufällig den oft nur kleinen Brandherd trifft. Das beste Kennzeichen ist der Schwelgeruch, welcher sich auch bei kleinen Brandherden schnell einstellt und durch gelegentliches Öffnen der in den Bunkerdecken angebrachten Prüflöcher festgestellt werden kann. Machen sich Schwelgase bemerkbar, so empfiehlt es sich, den Bunker gut abzudichten und je nach Art der Kohle stunden- oder gar tagelang nicht zu entleeren, bis man sicher ist, daß sich der Brand erstickt hat. Dies ist namentlich dann zu empfehlen, wenn der Bunker Transportleitungen speist, in denen sich das Feuer unter Berührung mit Luft beleben kann. Hat der Bunkerbrand bereits eine so große Ausdehnung angenommen, daß die Wände bedroht werden, oder größere Luftmengen in den Bunker eindringen können, so ist es vielfach das Beste, ihn in der normalen Weise so schnell wie möglich zu entleeren. Kann der Inhalt nicht unmittelbar den Brennern zugeführt werden, so läßt man ihn am besten in eine auf dem Boden ausgebreitete Sandschüttung auslaufen und sucht durch vorsichtiges Nachschaufeln von Sand oder Kies das Feuer zu ersticken. Es empfiehlt sich daher, die an den Bunker anschließende Schnurre so auszubilden, daß sie auch für unmittelbare Entleerung ins Freie benutzt werden kann. Das gleiche ist bei Trocknern zu empfehlen, damit die brennende Kohle nicht durch die Mühle zu gehen braucht. Den Brand mit Wasser löschen zu wollen, ist verfehlt und gefährlich, weil durch den Löschstrahl große Mengen Staub aufgewirbelt und an der Flamme explosionsartig entzündet werden können. Läßt man den Bunkerinhalt durch die Entleerungsöffnung auf den Boden auslaufen, so ist darauf zu achten, daß möglichst wenig Luft von unten in den Bunker eindringen kann. Wegen Bericht über Unfälle siehe S. 235.

d) Vorschriften. Der Belegschaft sind folgende Vorsichtsmaßregeln einzuprägen:

1. Nicht mit offenen Flammen in der Aufbereitungsanlage arbeiten;
2. nicht rauchen;
3. Staub nie aufwirbeln! Behälter dicht halten! Bei Arbeiten an Auslauf- oder Stochöffnungen darauf achten, daß etwa austretender Kohlenstaub sich nicht entzünden kann;
4. Motoren nicht mit Preßluft ausblasen, solange noch ein Teil der Aufbereitungsanlage in Betrieb ist. Bei mehr als 15 vH flücht. Best. explosionssicheres elektrisches Gerät und geschützte Lampen verwenden;

5. Mühlen oder Becherwerke während des Betriebes nicht öffnen;
6. die Trockenkohlen- und Staubbunker müssen während des Betriebes öfter auf etwaigen Schwelgeruch untersucht werden; tritt dieser auf, so ist die Betriebsleitung sofort zu verständigen;
7. die Temperatur der Trockenkohle und des Staubes darf bei der Bunkerung bei Braunkohle 50°, bei Steinkohle 70—80° nicht überschreiten;
8. Explosionsklappen und Absperrschieber regelmäßig nachprüfen;
9. gefährdete Bunker und Transportgefäße möglichst in die Feuerung leerfahren oder den Brand ersticken! Bei Leerfahren ins Freie nach Möglichkeit in Kieshaufen entleeren;
10. Kohlenstaubbrände nicht, wie üblich, mit Wasser, sondern nur mit geeigneten Kohlenstaublöschverfahren (Kohlensäure, Stickstoff, Schaumlöschverfahren) bekämpfen;
11. Trockentrommeln sind vor den sie versorgenden Speisern in Betrieb zu nehmen und dürfen erst dann stillgesetzt werden, wenn die letzten Kohlenreste ausgelaufen sind; dagegen muß die Heizung vor den Speisern abgestellt werden;
12. wird die Anlage nach längerem Stillstande wieder in Betrieb genommen, so sind alle Bunker vorher auf etwaige Brände zu untersuchen;
13. länger gelagerte Kohle entwickelt giftiges Kohlenoxyd; in gefüllte Bunker nicht einsteigen; auch in entleerte nur nach Sicherung gegen Absturz und Betäubung einsteigen;
14. bei jedem längeren Stillstand, nach jeder Störung bzw. vor jeder Inbetriebnahme und regelmäßig in je nach den Verhältnissen zu bestimmenden Zeiträumen¹⁾ Bunker entleeren und unter Befahren (hierbei Sicherung nach Ziffer 13) reinigen!

h) Eisenbahnwagen für Kohlenstaub.

1. Allgemeines. Die Beförderung von Kohlenstaub in gewöhnlichen offenen Eisenbahnwagen verbietet sich wegen der unvermeidlichen Verluste durch Boden und Wände. Zudem besteht bei pyrophoren Kohlen die Gefahr der Selbstentzündung. Auch der Transport unter Schutzdecken oder in mit Lehm abgedichteten Kalkdeckelwagen ist nur ein Notbehelf. Sieht man von geschlossenen Fässern, die für Massen-

¹⁾ Nach den bisherigen Erfahrungen empfiehlt sich je nach der Neigung der Kohle zur Selbstentzündung ein Zeitraum von etwa ½ bis 2 Monaten. Der Verf. kennt allerdings Fälle, in denen Kohlenstaub über vier Monate ohne Schwierigkeiten gelagert werden konnte, obwohl die Bunker der strahlenden Wärme der Kessel so stark ausgesetzt waren, daß die Außenflächen etwa 50° warm waren.

förderung nicht in Frage kommen, ab, so bleibt nur die Verwendung eines für Kohlenstaub besonders gebauten Eisenbahnwagens übrig¹⁾. Er muß folgenden Bedingungen Rechnung tragen:

Die Füllung muß schnell und unter möglichster Vermeidung von Handarbeit erfolgen; der Staub soll über Förderschnecken oder unmittelbar aus dem Vorratsbunker der Aufgabestation von oben, oder mittels pneumatischer Förderung oder Druckförderung an irgendeiner Stelle des Wagenbehälters eingespeist werden. Für den Wageninhalt sind $2 \text{ m}^3/\text{t}$ Staub anzunehmen. Um bei von oben eingefülltem Staub den durch die Schüttkegel entstehenden Verlust an nutzbarem Füllraum möglichst klein zu halten, sind mindestens zwei Füllöffnungen je Wagen vorzusehen. Der Staub muß während der Beförderung vollkommen luftdicht abgeschlossen sein. Die Entleerung muß leicht und restlos erfolgen. Hierzu sind namentlich bei fetten Steinkohlen, die während der Fahrt zusammensacken und festbacken, besondere Hilfsmittel erforderlich.

Man unterscheidet Wagen mit fest eingebauten Behältern (Behälterwagen) und Wagen mit abnehmbaren, über den Verbrauchsstellen entleerbaren Kübeln (Kübelwagen).

2. Behälterwagen. Bei diesen kann die Entleerung durch Absaugen oder unter Überdruck erfolgen. Dabei verdient wegen der geringeren Staubaufwirbelung und des einfachen Weitertransportes aus dem Wagenbehälter zu den einzelnen Verbrauchern die Druckförderung meistens den Vorzug vor der pneumatischen Förderung. Hierbei muß der Wagenbehälter jedoch je nach den Entfernungen Betriebsdrücke bis zu 4 atü aushalten. Man ist daher von flachwandigen ausschließlich zu den zylindrischen Behältern übergegangen. Abb. 97 zeigt einen Wagen mit zwei nebeneinanderstehenden lotrechten Behältern mit einem Gesamtinhalt von 30 m^3 . Neuerdings werden an Stelle von zwei drei nebeneinanderstehende Behälter mit einem Inhalt von 54 m^3 und einem dreiachsigen Wagenuntergestell gebaut. Wagen dieser Bauart werden u. a. von der Firma Siegener Eisenbahnbedarf A.-G., in Siegen (Abb. 98) und von der Firma van der Zypen & Charlier in Köln-Deutz hergestellt. Eine Bauweise mit durchlaufendem wagerechten Behälter und mit sechs Auslaufschneuzen stellt Abb. 100 dar; bei diesen Wagen beträgt das Verhältnis von Eigen-

¹⁾ Für die Beförderung des Staubes in offenen Wagen käme noch die Brikettierung oder Pastillisierung in Frage. Der Verfasser stellte fest, daß aus Filterstaub hergestellte Pastillen ohne großen Kraftaufwand wieder in Staub verwandelt werden können, wenn keine zu hohen Stempeldrucke angewendet werden; aber erst bei diesen bekommt die Pastille ein Gefüge, das einen längeren Transport ohne nennenswerten Abrieb aushalten würde. Die Wirtschaftlichkeit dieses Verfahrens ist auf jeden Fall sehr zweifelhaft.

gewicht zu Nutzgewicht nur 0,72 gegenüber 0,9—1,0 bei den kleineren Ausführungen gleicher Bauart. Die meisten bisher bekannt gewordenen Entleerungsvorrichtungen lassen wegen des an den Wandungen

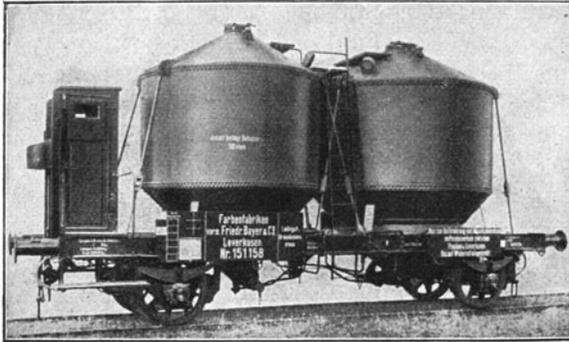


Abb. 97. Kohlenstaubwagen mit stehenden Behältern; Ladegewicht 15 t, Inhalt 30 m³, Eigengewicht 13,5 t. Hersteller: van der Zypen & Charlier, Köln-Deutz.

anhaltenden Staubes vor allem gegen Ende der Entladezeit zu wünschen übrig. Es bleiben häufig 3—10 vH der Kohlenstaubmenge im Wagen zurück. Bei liegenden Behältern sollte daher die Anzahl der Auslauf-

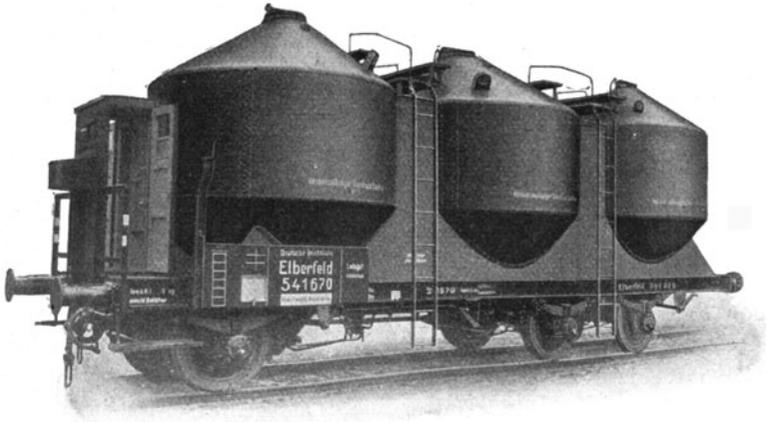


Abb. 98. Kohlenstaubwagen mit stehenden Behältern. Länge über Puffer 13,3 m, Eigengewicht 13,5 t, Ladegewicht 29 t. Inhalt 54 m³. Hersteller: Siegerner Eisenbahnbedarf A.-G., Siegen.

schnauzen nicht zu klein und ihre Wandungswinkel möglichst steil sein. Außerdem sind senkrechte Trennwände zu empfehlen, welche die Brückenbildung zwischen den einzelnen Auslaufschauzen vermeiden. Unter den verschiedenen Entleerungsvorrichtungen sei die von der Firma van der Zypen & Charlier zum Patent angemeldete und im

Betrieb bewährte Ausführung in Abb. 101 gezeigt. Der Behälter wird durch Zufuhr von Preßluft von oben unter Druck gesetzt. Der Staub wird gleichzeitig durch Preßluft aufgelockert, indem sie durch ein federn-

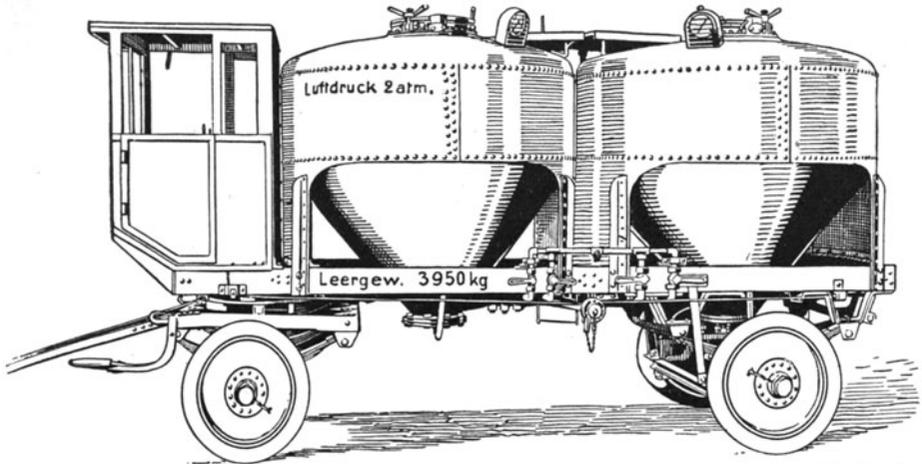


Abb. 99. Automobil-Anhängewagen für Kohlenstaub. Hersteller: van der Zypen & Charlier, Köln-Deutz.

des Tellerventil schräg nach aufwärts als pulsierender, die Lockerung des Staubes befördernder Strom austritt. Die Förderwirkung kann noch durch einen in den Auslauf eingebauten Preßluftejektor unterstützt wer-

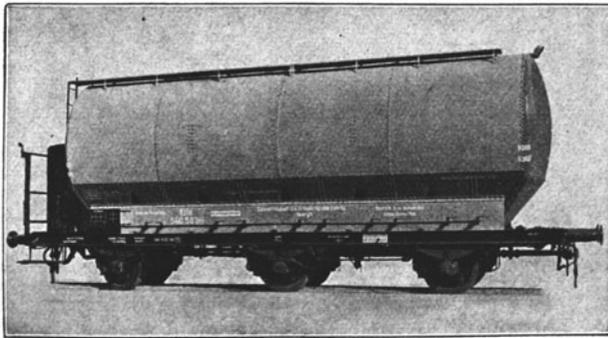


Abb. 100. Kohlenstaubwagen mit liegendem Behälter. Länge über Puffer 12 m. Eigengewicht 19,5 t. Ladegewicht 27,0 t. Inhalt 69,0 m³. Hersteller: van der Zypen & Charlier, Köln-Deutz.

den. Da die Brückenbildung durch Feuchtigkeit begünstigt wird, muß die Preßluft vor Eintritt in den Behälter entwässert werden. Die Entleerungszeit beträgt bei Behälterwagen für rd. 15 t etwa eine Stunde, der Luftverbrauch etwa 15—40 m³/t bei einem Entladedruck von 1,5 bis 2,5 atü. Zum Schutz des Behälters gegen zu hohe Drucke sind Sicher-

heitsventile anzubringen. Außerdem sind zwei oder drei gutschließende Schaulöcher von etwa 50 mm \varnothing vorzusehen, durch die man sich vor der Entleerung von etwaigen Bränden überzeugen kann. Die Be-

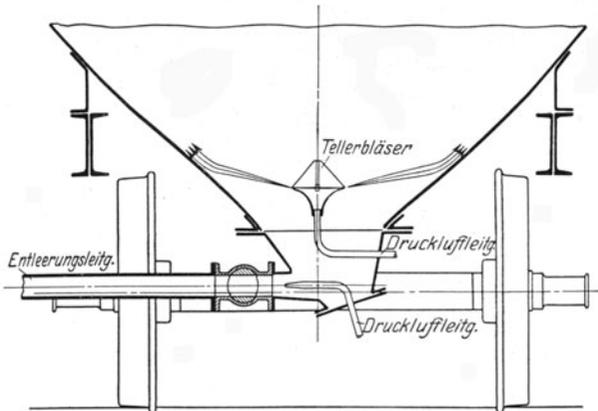


Abb. 101. Entleerungsvorrichtung für Kohlenstaubwagen (van der Zypen & Charlier, Köln-Deutz).

hälter müssen ferner durch ein Mannloch befahren werden können und unten mit einem abnehmbaren Reinigungsdeckel versehen sein. Alle

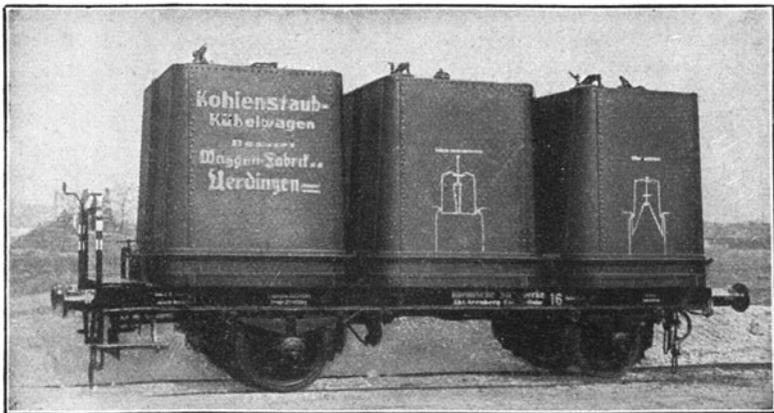


Abb. 102. Kohlenstaub-Kübelwagen. Ladegewicht $3 \times 6 = 18$ t, Inhalt $3 \times 9,5 = 28,5$ m³
Eigengewicht 12,5 t. Hersteller: Waggonfabrik A. G., Uerdingen.

Hähne und Leitungen müssen außerhalb des Behälters liegen, so daß sie leicht gereinigt und aufgetaut werden können¹⁾.

3. Kübelwagen. Die Bauart der Waggonfabrik A.-G. in Uerdingen (Abb. 102) besteht aus drei auf einem Sonderwagen aufgestellten

¹⁾ Schulte, Fr.: Arch. Wärmewirtsch. 6; Nr. 12, S. 337 (1925), Bd. 8, Nr. 7, S. 212 (1927).

würfelförmlichen Kübeln, die sich nach unten etwas erweitern. Sie sind oben mit Füllöffnungen, unten mit Bodenklappen versehen. Diese hängen durch Hebel und Ketten an Hubstangen, die oben aus dem Kübel austreten und Ösen für die Krankette tragen; die Hubstangen sind außerdem noch mit Rührarmen ausgerüstet. Zum Entleeren wird der Kübel mittels eines Krans von dem Wagen abgehoben und über der Verbrauchsstelle auf einen Hilfsbunker dichtschießend aufgesetzt. Die Krankette zieht alsdann die Stange mit den Rührarmen und Ketten nach oben, wobei das Gut aufgelockert wird. Beim Freilassen der Krankette fallen die Bodenklappen nach unten und reißen hierbei die Ketten und die Rührarme mit sich, so daß der Kohlenstaub sicher entladen wird. Die Entleerungszeiten sind infolgedessen sehr kurz und betragen z. B. für 6 t etwa 3 min.

4. Weiterentwicklung. Ein abschließendes Urteil über die beiden Wagenarten ist auf Grund der vorliegenden Erfahrungen noch nicht möglich. Beim Behälterwagen wäre u. a. wegen des beim Transport eintretenden Volumschwundes (3—15 vH) zu überlegen, ob man den Staub nicht zwecks besserer Raumausnutzung mittels der Druckförderung an verschiedenen Stellen des Behälters von unten einspeisen und diesen nach Vorschlag von L. Klein¹⁾ gegen Ende des Füllens unter geringen Unterdruck setzen sollte. Bei der Beförderung in Kübeln wäre auch daran zu denken, diesen einen trichterförmigen Boden zu geben; man könnte sie als Drucktöpfe²⁾ verwenden oder an den Verbrauchsstellen über der Speisevorrichtung der Brenner als Zwischenbunker aufstellen.

5. Vorsichtsmaßnahmen. Die Beförderung aller Kohlenstaubarten (auch mit pyrophoren Eigenschaften) ist grundsätzlich unbedenklich, wenn einige Vorsicht geübt wird. Entzündungen sind nur möglich, wenn der Brandherd bereits vor der Füllung vorhanden war. Etwaige Brände ersticken sich bei längeren Transportzeiten in den luftdichten Behältern von selber. Da warme, am Entzündungspunkt liegende Braunkohlen bei Luftberührung in Brand geraten, so empfiehlt es sich, Braunkohlen mit mehr als 50° entweder gar nicht zu laden oder im Wagen unter Luftabschluß so lange stehen zu lassen, bis die Temperatur unter 50° gesunken ist. Von Brandherden kann man sich vor dem Entladen durch Öffnen der in den Behältern angebrachten Prüflöcher durch Schwelgeruch überzeugen. Da die Kohle bei dem Entleeren mit Luft in Berührung kommt, so ist die Entzündungsgefahr um so größer, je länger die Entleerung dauert. Es empfiehlt sich daher, möglichst ohne Unterbrechung zu entladen³⁾.

6. Transportkosten. Die Transportkosten in Staubwagen seien an

¹⁾ Arch. Wärmewirtsch. 10 (1929), Nr. 5. ²⁾ S. S. 132.

³⁾ Schmitz, W.: Arch. Wärmewirtsch. 7 (1926), Nr. 4, S. 110/111.

Hand eines Beispiels für den Fall berechnet, daß die Umlaufzeit Z des Wagens auf Grund von Betriebserfahrungen betrage:

bei 50 km Entfernung	3,5 Tage
„ 100 „ „	4,5 „
„ 200 „ „	6 „

Der Anschaffungspreis eines Wagens mit 20 t Ladefähigkeit beträgt etwa 9500.— Mk., die Zahl der Betriebstage je Jahr sei mit 300 angenommen. Dann ergibt sich folgende Aufstellung:

Entfernung km	50	100	200
Fracht auf der Reichsbahn Mk./t ¹⁾	2,90	4,60	8,30
Anschlußgebühren = $\frac{2 \text{ Mk./Wagen}}{20}$ „	0,10	0,10	0,10
Werksfracht „	0,33	0,33	0,33
Transportkosten in bahneigenen off. Normalwagen Mk./t Durch Verwendung von eignen Kohlenstaubwagen entstehen noch folgende Unkosten:	3,33	5,03	8,73
Rückfracht = $\frac{5,- \text{ Mk./Wagen}}{20}$ Mk./t	0,25	0,25	0,25
Wartung der Wagen Mk./t	0,08	0,08	0,08
Amortisation und Verzinsung = $\frac{9500 \text{ Mk./Wagen} \cdot 18\%_0}{\left(\frac{300}{Z}\right) \text{ Tage} \cdot 20 \text{ t}}$ „	1,00	1,28	1,71
Gesamttransportkosten Mk./t	4,66	6,64	10,77

i) Die Gesteungskosten von Kohlenstaub.

Für die Ermittlung der Gesteungskosten läßt sich kein einheitliches, allgemeingültiges Rechnungsverfahren aufstellen. Die wichtigsten Fälle sollen daher an Hand einfacher Beispiele behandelt werden²⁾, die lediglich die allgemeinen Verhältnisse erläutern und das wesentliche des im Einzelfall einzuschlagenden Rechnungsganges zeigen sollen. Abgesehen davon, daß ein allgemeines Beispiel nicht alle Einflüsse erfassen kann, wirkt das Gesetz von Angebot und Nachfrage viel zu stark auf die jeweilige Preisgestaltung ein, als daß die im folgenden errechneten Kosten als feste Zahlen angesehen werden könnten. Sie dürfen immerhin als Anhaltzahlen betrachtet werden.

1. Steinkohle. a) Versorgung eines Konzerns. Im folgenden werde an Hand eines Beispiels nachgerechnet, ob man den Staub auf der Konzernzeche in einer zentralen Großanlage herstellen und in

¹⁾ Laut Reichsbahntarif.

²⁾ Eine zusammenfassende Darstellung an Hand von Schaubildern gibt W. Schultes in Glückauf 1927, Nr. 18 und in der 10. Berichtsfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates.

Spezialwagen an die einzelnen Konzernwerke abgeben soll, oder ob diese besser mit eigenen Aufbereitungsanlagen auszurüsten sind, welche die Rohkohle von der Zeche in bahneigenen, offenen Wagen beziehen. Der gesamte Tagesverbrauch betrage bei 20 Arbeitsstunden je Tag 500 t, die sich auf drei Werke mit einem Bedarf von je 50 t, 150 t und 300 t verteilen. Als Entfernung zwischen Zeche und den Werken seien je 100 km angenommen¹⁾.

Die Anlagekosten sind mit Hilfe der Formel auf Seite 174 ermittelt worden und betragen bei

der Zentralanlage auf der Zeche	290 000 M
Werk 1 mit 300 t Tagesbedarf	210 000 „
„ 2 „ 150 t „	150 000 „
„ 3 „ 50 t „	110 000 „

Bei Herstellung des Kohlenstaubes in der Zentralanlage sind auf den Werken noch Kohlenstaubbunker aufzustellen, die einen zweitägigen Bedarf aufnehmen können. Hierfür betragen die Anlagekosten:

auf Werk 1 für 4 Bunker zu je 150 t	40 000 M
„ „ 2 „ 2 „ „ 150 t	20 000 „
„ „ 3 „ 2 „ „ 50 t	15 000 „

Außerdem ist auf jedem Verbraucherwerk im Falle zentraler Aufbereitung eine Kompressoranlage zur Entleerung der Kohlenstaubwagen erforderlich; hierfür sind weitere 10 000 M. je Werk anzusetzen. Außerdem wurden folgende Preise angenommen:

für Rohkohle	15,— M/t auf Zeche
„ elektrischen Strom	0,05 M/kWh
„ Löhne	0,8 M/h
„ Preßluft	0,005 M/cbm
„ Kapitaldienst (Amortisation und Verzinsung) 18 vH.	

Die Kohle habe 7 vH Feuchtigkeit bei einem Heizwert von 6700 kcal/kg und werde auf 1 vH Feuchtigkeit getrocknet.

Aus Zahlentafel 17 geht hervor, daß die Herstellung des Kohlenstaubes auf den einzelnen Verbraucherwerken der zentralen Mahlanlage auf der Zeche wirtschaftlich überlegen ist. Der Gewinn durch niedrigere Aufbereitungskosten der Zechen-Großanlage wird durch den teureren Transport in den Spezialwagen mehr als aufgehoben.

b) Versorgung eines Kraftwerks. Bei diesem stellen sich die Staubpreise etwa auf die gleiche Höhe ein wie bei den unter a) beschriebenen Anlagen. Die Herstellung des Staubes auf der Grube und seine Heranschaffung in Spezialwagen ist daher in der Regel nicht so wirtschaftlich wie werkseitige Aufbereitung. Für diese spricht ferner die Möglichkeit der Abhitzeausnutzung. Außerdem legen manche Kraftwerke außerhalb der großen Kohlendistrikte Wert darauf, je nach

¹⁾ Siehe auch Bulle: Rundschreiben 241 der Wärmestelle Düsseldorf.

der Marktlage Brennstoffe aus dem einen oder dem anderen Kohlenrevier zu beziehen, so daß sich allein aus diesem Grunde die Zechenaufbereitung verböte.

c) Versorgung mittlerer und kleinerer Verbraucher. Für nicht im Konzern-, sondern im Einzelbesitz befindliche Anlagen mit einer Tagesleistung von 50 t würden unter den zu Beginn des Abschnittes angenommenen Kohlen-, Kraft- und Lohnpreisen die Kosten den in Zahlentafel 17 II eingeklammerten Werten entsprechen. Danach würde die Aufbereitung auf der Grube nur etwas billiger als die an der Verbrauchsstelle sein, vorausgesetzt, daß die Zeche den Staub zu den Selbstkosten der Aufbereitung abgibt. Aber selbst wenn dies der Fall ist, wird bei mittelgroßen Verbrauchern im allgemeinen eine eigene Anlage vorzuziehen sein; dies trifft vor allem zu:

Zahlen-

I. Zentrale Staubaufbereitung auf der Zeche und Verteilung durch Kohlenstaubwagen.

	M/t Staub	
1. Rohkohle ¹⁾		16,20
2. Aufbereitungskosten		
a) Trocken ²⁾	0,20	
b) Kraftbedarf ³⁾	0,90	
c) Löhne ⁴⁾	0,10	
d) Reparaturen (geschätzt).	0,40	
e) Kapitaldienst ⁵⁾	0,35	
		1,95
3. Transportkosten in Kohlenstaubwagen ⁶⁾		6,64
4. Entladen an Empfangsstation ⁷⁾		0,47
Preis für 1 t Staub frei Werk.		25,26

1) Bei Trocknung von 7 auf 1 vH und geschätztem Staubverlust von 1,5 vH kommen auf 1 t Staub $\frac{(100 - 1) \cdot 100}{(100 - 7) \cdot (100 - 1,5)} = 1,08$ t Rohkohle; $1,08 \text{ t/t} \cdot 15, - \text{M/t} = 16,20 \text{ M/t}$.

2) Je 1 t Staub ausgetriebenes Wasser = $\frac{(7 - 1)}{(100 - 7)} \cdot 1000 = 64,5$ kg erforderere nach S. 74 ~ 1400 WE/kg; $\frac{64,5 \text{ kg/t} \cdot 1400 \text{ WE/kg}}{6700 \text{ WE/kg}} = 13,5$ kg Trockner-Heizkohle/t; $\frac{13,5 \text{ kg} \cdot 15 \text{ M/t}}{1000 \text{ kg}} = 0,20 \text{ M/t}$.

3) Nach Abb. 94 sind 18 kWh/t entsprechend 0,05 M/kWh · 18 kWh/t = 0,90 M/t aufzuwenden.

4) $\frac{3 \text{ Mann} \cdot 0,8 \text{ M/h}}{500 \text{ t} / 20 \text{ h}} = 0,10 \text{ M/t}$.

5) Anlagekosten nach S. 156 = 290000 M; $\frac{290000 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{500 \text{ t/Tag} \cdot 300 \text{ Tage}} = 0,35 \text{ M/t}$.

6) Siehe S. 172 für 100 km.

1. wenn Abhitze zur Verfügung steht, was namentlich bei industriellen Feuerungen auf kleineren Werken vielfach der Fall ist;

2. wenn der Verbraucher nicht an eine bestimmte Grube gebunden ist und je nach der Marktlage die Bezugsquelle ändert.

Im allgemeinen stellt sich erst bei Kleinverbrauchern eine Wirtschaftlichkeit des Staubbezuges in Spezialwagen gegenüber Eigenherzeugung heraus. Jedoch können auch dann noch vorhandene Abhitze und möglichste Unabhängigkeit von Zeche und Spezialwagen zugunsten eigener Aufbereitung sprechen.

d) Änderung der Rechnungsgrundlagen, zukünftige Wirtschaftlichkeit. Die Verhältnisse würden sich in folgenden Fällen zugunsten der Zechenaufbereitung ändern:

1. wenn die Wagnumlaufzeit verkürzt werden könnte, etwa taf. 17.

II. Rohkohlentransport zu den Verbraucherwerken und Staubaufbereitung dortselbst⁸⁾.

	M/t Staub	
1. Rohkohle ¹⁾		16,20 (16,20)
2. Transport in offenen Wagen ⁹⁾		5,43 (5,43)
3. Entladung auf Verbraucherwerk ¹⁰⁾		0,35 (0,35)
4. Aufbereitungskosten		
a) Trocknen ¹¹⁾	0,27 (0,27)	
b) Kraftbedarf ¹²⁾	1,02 (1,30)	
c) Löhne ¹³⁾	0,29 (0,96)	
d) Reparaturen (geschätzt)	0,50 (0,50)	
e) Kapitalsdienst ¹⁴⁾	0,56 (1,32)	
		2,64 (4,35)
Preis für 1 t Staub frei Werk		24,62 (26,33)

7) a) Löhne: 1 Mann entleert 15 t in 1,2 h; $\frac{1,2 \text{ h} \cdot 0,8 \text{ M/h}}{15 \text{ t}} = 0,06 \text{ M/t}$;
 b) Kraft: 25 cbm Preßluft/t · 0,005 M/cbm = 0,13 „
 c) Materialien und Reparaturen (geschätzt) 0,15 „
 d) Kapitalsdienst für Kompressoranlage und Vorratsbunker auf jedem Werk:
 $\frac{(3 \cdot 10000 \text{ M} + 15000 \text{ M} + 20000 \text{ M} + 40000 \text{ M}) \cdot 18 \text{ vH}}{500 \text{ t/Tag} \cdot 300 \text{ Tage}} = 0,13 \text{ „}$
0,47 M/t.

8) Die eingeklammerten Zahlen beziehen sich auf Fall c auf S. 174.

9) 1,08 t/t (nach 1) · 5,03 M/t nach Seite 172 = 5,43 M/t.

10) $\frac{2 \text{ Mann} \cdot 3 \text{ h}}{15 \text{ t}} \cdot 0,8 \text{ M/h} \cdot 1,08 \text{ t/t} \dots = 0,35 \text{ M/t}$.

11) $\frac{13,5 \text{ kg (nach 2)} \cdot (15,00 + 5,03 + 0,32) \text{ M/t}}{1000 \text{ kg}} \dots = 0,27 \text{ M/t}$.

12) Nach Abb. 90:

$\frac{26 \text{ kWh/t} \cdot 50 \text{ t} + 21 \text{ kWh/t} \cdot 150 \text{ t} + 19 \text{ kWh/t} \cdot 300 \text{ t}}{500 \text{ t}} \cdot 0,05 \text{ M/kWh} = 1,02 \text{ M/t}$.

26 kWh/t · 0,05 M/kWh = 1,30 M/t. (Fußnoten 13 u. 14 siehe S. 176.)

durch Zusammenstellung reiner Kohlenstaubpendelzüge. Da diese jedoch nur für Großanlagen in Frage kommen, die Zechenaufbereitung aber gerade bei Großanlagen der werkseitigen Aufbereitung am wenigsten wirtschaftlich überlegen ist, so müßte der Wagenumlauf schon recht erheblich beschleunigt werden. Dem dürften jedoch, vorläufig wenigstens, eisenbahntechnische Schwierigkeiten im Wege stehen;

2. wenn die Anlagekosten der Kohlenstaub-Spezialwagen, bezogen auf die Tonne Nutzlast, verringert werden könnten, etwa durch serienweise Herstellung nach dem Fließverfahren wie in Amerika oder durch Übergang zu Großraumwagen; solange man sich jedoch über die zu wählende Regelbauart und ihre Größe noch nicht klar ist, und solange die Eisenbahn nicht zu eigenen Staubwagen übergeht, wird mit ihrer Verbilligung kaum zu rechnen sein;

3. bei steigender Rohkohlenfeuchtigkeit und steigenden Frachtsätzen. Diese Fälle werden jedoch kaum eintreten, da in den obigen Rechnungsgrundlagen bereits eine recht hohe Kohlenfeuchtigkeit angenommen wurde und die zugrundegelegten hohen deutschen Frachtsätze in Zukunft eher erniedrigt als erhöht werden dürften;

4. wenn die Kohlen- und Kraftpreise oder die Löhne steigen. Bei dem Überangebot am Weltkohlenmarkt und der Rationalisierung der Elektrizitätswirtschaft werden jedoch die Kohlen- und Kraftpreise eher fallen als steigen.

Dagegen wird die Wirtschaftlichkeit der Werksaufbereitung erhöht:

1. wenn, wie bestimmt zu erwarten ist, in Zukunft die Anlagekosten mittlerer und kleinerer Anlagen durch Vereinfachung der Gesamtanordnung und durch Typisierung der Einzelteile (Mühlen) verringert werden. Auf diese Weise wird sich die Wirtschaftlichkeit des dezentralisierten Betriebes dort, wo sie heute verhältnismäßig am geringsten ist, nämlich bei den mittleren und kleinen Verbrauchern heben;

2. bei steigender Tendenz sämtlicher Anlagekosten, weil das unverhältnismäßig hohe, in Spezialstaubwagen investierte Kapital fortfällt. In Amerika mit seinen hohen Anlagekosten ist daher die Wirtschaftlichkeit der Zechenaufbereitung noch geringer als in Deutschland.

$$13) \frac{3 \cdot 3 \text{ Mann} \cdot 0,8 \text{ M/h}}{500 \text{ t}} \cdot \frac{20 \text{ h}}{20 \text{ h}} \dots = 0,29 \text{ M/t.}$$

$$\frac{3 \text{ Mann} \cdot 0,8 \text{ M/h}}{50 \text{ t}} \cdot \frac{20 \text{ h}}{20 \text{ h}} \dots = 0,96 \text{ M/t.}$$

$$14) \frac{(110000 \text{ M} + 150000 \text{ M} + 210000 \text{ M}) \cdot 18 \text{ vH}}{500 \text{ t/Tag} \cdot 300 \text{ Tage}} = 0,56 \text{ M/t.}$$

$$\frac{110000 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{50 \text{ t/Tag} \cdot 300 \text{ Tage}} = 1,32 \text{ M/t.}$$

2. Braunkohle. Für die Herstellung von Braunkohlenstaub bieten sich verschiedene Möglichkeiten. Die Aufbereitungsanlage kann entweder mit Dampf- oder mit Feuergastrocknern ausgerüstet sein, wobei im ersten Falle wie bei Braunkohlen-Brikettwerken, die mit elektrischem Pressenantrieb ausgerüstet sind, abgespannter Dampf aus den Turbinen des eigenen Kraftwerkes entnommen wird. Die Trockenkohle kann ferner entweder auf der Grube selber oder erst an der Verbrauchsstelle gemahlen werden. Im ersten Falle sind Staub-Spezialwagen erforderlich, während bei Mahlanlagen auf dem Verbraucherwerk normale offene Güterwagen genügen. Die Beförderung der grubenfeuchten Rohkohle zur Verbrauchsstelle ist nur in besonderen, zum Schlusse des Abschnittes noch zu erwähnenden Fällen wirtschaftlich.

Im folgenden werden die Aufbereitungskosten je 1 t Kohlenstaub bei Dampf- und Feuergastrocknung sowohl bei gruben- wie werkseitiger Vermahlung an Hand eines Beispiels durchgerechnet; ihnen werden als Vergleichsmaßstab die Aufbereitungskosten einer gleich großen Brikettfabrik mit elektrischem Pressenantrieb und Dampf- bzw. Feuergastrocknung gegenübergestellt.

Bei der mit Dampftrocknung arbeitenden Brikettfabrik ist der Kesselanfangsdruck so hoch gewählt worden, daß ein vollkommener Ausgleich zwischen Kraft- und Trocknerbetrieb besteht, daß also der gesamte in den Gegendruckturbinen abgespannte Dampf bis auf die Kondensationsverluste gerade den Trocknerbedarf deckt. Der Kraftbetrieb hat außer der eigentlichen Brikettfabrik bzw. Staub-Aufbereitungsanlage noch den Strombedarf der Grube zu decken. Bei Stauberstellung würde wegen des bedeutend geringeren Kraftbedarfs der Mühlen gegenüber Brikettpressen ein Ausgleich zwischen Kraft- und Trocknerbetrieb zu unwirtschaftlich niedrigen Anfangs-Kesseldrücken führen. Es wurde deshalb der mit Dampftrocknern arbeitenden Stauberzeugungsanlage das gleiche Kraftwerk wie bei Briketterzeugung zugrunde gelegt und die überschüssige, an benachbarte Betriebe oder das Überlandnetz abzugebende Energie in Zahlentafel 18 II als Guthschrift verbucht.

Bei Feuergastrocknung wurde sowohl für Brikett- wie Stauberzeugung ein Kondensations-Kraftwerk angenommen, das nur zur Deckung des eigenen und des für den Grubenbetrieb erforderlichen Strombedarfs dient.

Annahmen. Zugrunde gelegt sei eine Erzeugung von 500 t Briketten oder Staub je 24 h. Die grubenfeuchten Kohlen enthalten 60 vH, die Brikette oder der Staub 10 vH Wasser. Die Rohkohle habe 1840 kcal/kg.

1. Preise.

Für elektrische Energie	0,025 M/kWh
„ Rohkohle frei Brikett- bzw. Staubbrikettfabrik	2,5 M/t
„ Löhne	0,8 M/h

2. Anlagekosten ¹⁾ (ohne Naßdienst).

	Bei Dampftrocknern		Bei Feuergastrocknern	
	Briketterz.	Staubverz.	Briketterz.	Staubverz.
	M	M	M	M
a) Kraftwerk (300 M/kWh b. Gegendr.) (400 M/kWh b. Kondens.)	300 · 2000 ²⁾ = 600 000	600 000	400 · 1800 ²⁾ = 720 000	400 · 1600 ²⁾ = 640 000
b) Trockneranlage 5 Röhrentrockner je 1200 m ² 3 Feuergastrockner . .	380 000	380 000	200 000	200 000
c) Pressen bzw. Mühlen 4 Pressen je 6 t/h . . . 3 Mühlen je 15 t/h. . .	380 000	180 000	380 000	180 000
Gesamte Anlagekosten bei Mahlung auf Grube . bei Mahlung auf Verbrau- cherwerk	1 360 000	1 160 000 1 210 000	1 300 000	1 020 000 1 070 000

3. Kraftbedarf. Hierbei ist angenommen, daß außer dem Eigenkraftbedarf der zur Förderung erforderliche Kraftbedarf der Grube mit eingeschlossen ist. Hierfür wurden, wie aus folgender Zahlentafel hervorgeht, 38 kWh/t Brikette bzw. Staub angenommen; dies ist ein oberer, nur bei sehr ungünstigen Abbau- und Förderverhältnissen eintretender Grenzwert. Übliche Zahlen liegen zwischen 6 und 15 kWh/t. Auch für den Kraftbedarf in der Brikettfabrik bzw. Aufbereitungsanlage wurden die im ungünstigsten Falle zu erwartenden Werte eingesetzt. Übliche Kraftbedarfszahlen in Brikettfabriken liegen einschließlich Kraftwerk zwischen 46 und 52 kWh/t Brikette. Die im folgenden durchgeführten Rechnungen geben also etwa das ungünstigste noch zu erwartende Bild wieder.

	Bei Dampftrocknern		Bei Feuergastrocknern	
	Briketterz. kWh/t	Staubverz. kWh/t	Briketterz. kWh/t	Staubverz. kWh/t
Transport (Brecher, Becherwerk, Förderschnecken)	10	10	10	10
Trockneranlage	9	9	4	4
Pressen bzw. Mühlen	29	16	29	16
Staubtransport	—	3	—	3
In der Aufbereitungsanlage . .	48	38	43	33
Im Kraftwerk	3	3	3	3
Für Kohlegewinnung und För- derung	38	38	38	38
Gesamter Kraftbedarf kWh/t .	89	79	84	74
Nennleistung d. Kraftwerkes kW	2000	2000	1800	1600

¹⁾ Die Zahlen sind Mitteilungen aus der Braunkohlenpraxis entnommen; siehe auch Vigener : Braunkohle Bd. 23, Nr. 48, S. 905/924. 1925, und Wärme, Bd. 49, Nr. 6, S. 89, 95. 1926.

²⁾ Siehe „Nennleistung des Kraftwerkes“ unter 3.

4. Belegschaft. Für die Brikettfabrik mit Dampftrocknung wurde folgende Belegschaft angenommen:

Kesselhaus und Kraftzentrale . . .	7	Mann	je	Schicht
Naßdienst und Trockner	5	„	„	„
Pressenhaus und Verladung . . .	8	„	„	„
	<hr/>			
	20	Mann	je	Schicht

Bei Staubherstellung mit Dampftrocknung wurden 17 bzw. 20 Mann angenommen, je nachdem ob der Staub auf der Grube oder auf dem Verbraucherwerk gemahlen wird.

Bei Briketterzeugung mit Feuergastrocknung wurde folgende Belegschaft angenommen:

Kesselhaus und Kraftzentrale . . .	9	Mann	je	Schicht
Naßdienst und Trockner	5	„	„	„
Pressenhaus und Verladung . . .	5	„	„	„
	<hr/>			
	19	Mann	je	Schicht

Bei Staubherstellung mit Feuergastrocknung wurden 16 bzw. 19 Mann je Schicht angenommen, je nachdem ob die Trockenkohle auf der Grube oder auf dem Verbraucherwerk gemahlen wird.

5. Bahntransport. Als Entfernung zwischen Grube und Verbrauchsstelle wurden 50 km angenommen.

Aus diesen Aufstellungen geht hervor, daß die Herstellungskosten bei den einzelnen Verfahren ungefähr gleich groß sind. Unter den gemachten Annahmen kommt Staub, wenn auf der Grube vermahlen und in Spezialwagen versandt, frei Werk etwas teurer zu stehen als Brikette, die in gewöhnlichen Wagen angeliefert werden. Findet dagegen die Mahlung erst auf der Verbrauchsstelle, also z. B. dem Hüttenwerk statt, so wird der Staub sowohl bei Dampf- wie Feuergastrocknung etwas billiger als Brikette. Man erkennt daraus den verteuernenden Einfluß der Spezialwagen. Bestehen gegen den Transport der getrockneten Kohle in gewöhnlichen Wagen wegen Selbstentzündungsgefahr Bedenken, so wird zu entscheiden sein, ob der Brennstoffverbrauch je t Erzeugnis bei Verwendung in Staubform so viel geringer als bei Briketten ist, daß er die durch die Spezialwagen bedingten Mehrkosten bei grubenseitiger Mahlung rechtfertigt.

Steigende Kohlenpreise heben die Wirtschaftlichkeit der Stauberzeugung gegenüber Brikettherstellung, ohne daß die durch die Spezialwagen entstehenden Mehrkosten bei Mahlung auf der Grube ganz wettgemacht werden können.

Die bei Dampftrocknung ermittelten Kosten lassen sich sowohl durch höhere Kessel- als auch durch niedrigere Trocknerdrücke verringern. In beiden Fällen steigen zwar die Anlagekosten; die dadurch bedingte Zu-

I. Briketterzeugung bei Dampftrocknung.

	Gutschrift	Belastung
1. Rohkohle ¹⁾		5,93
2. Kesselkohle ²⁾		2,67
3. Löhne ³⁾		0,77
4. Kapitalsdienst ⁴⁾		1,63
5. Reparaturen (geschätzt)		0,50
6. Materialien (geschätzt)		0,25
7. Gutschrift für Förderdienst ⁵⁾	1,12	
8. Transport in offenen Wagen ⁶⁾		3,33
9. Ausladen ⁷⁾		0,32
Preis von 1 t Brikett frei Werk	14,28	
	15,40	15,40

II. Stauberzeugung bei Dampftrocknung.

	A		B	
	Mahlung auf Grube		Mahlung auf Verbraucherwerk	
	Gutschr.	Belastung	Gutschr.	Belastung
1. Rohkohle ¹⁾		5,93		5,93
2. Kesselkohle ²⁾		2,67		2,67
3. Löhne ³⁾		0,65		0,77
4. Kapitalsdienst ⁴⁾		1,39		1,45
5. Reparaturen (geschätzt)		0,60		0,60
6. Materialien (geschätzt)		0,25		0,25
7. Gutschrift für Förderdienst ⁵⁾	1,12		1,12	
8. Gutschrift für anderweitig abgegebenen Strom ¹⁰⁾	0,25		0,25	
9. Eisenbahntransport ⁶⁾		4,66		3,33
10. Ausladen ¹¹⁾		0,46		0,32
Preis für 1 t Staub frei Werk	15,24		13,95	
	16,61	16,61	15,32	15,32

¹⁾ Bei Trocknung von 60 auf 10 vH Feuchtigkeit sind auszutreiben

$$\frac{60 - 10}{100 - 60} \cdot 1000 = 1250 \text{ kg Wasser/t getrocknete Kohle.}$$

Bei einem Verlust von 5 vH der Rohkohle in Staubform während der Trocknung sind aufzuwenden

$$\frac{(1000 + 1250) \cdot 100}{(100 - 5)} = 2370 \text{ kg Rohkohle je 1 t Brikett oder Staub.}$$

$$2,37 \cdot 2,50 \text{ M/t} = 5,93 \text{ M/t.}$$

²⁾ Der Dampf wird in den Turbinen von 12 atü auf 1,9 atü entspannt, entsprechend einem adiabatischen Wärmegefälle von 63 WE. Bei einem gesamten Kraftbedarf von 89 kWh/t (s. S. 178), einem Gütegrad der Turbine von 0,65 und bei $\eta_{el} \cdot \eta_{mech} = 0,8$ beträgt der Dampfbedarf für die Krafterzeugung

$$\frac{860,5 \text{ kcal/kWh} \cdot 89 \text{ kWh/t}}{63 \text{ kcal/kg} \cdot 0,65 \cdot 0,8} = 2340 \text{ kg Dampf/t.}$$

Bei einem Feuchtigkeitsgehalt des abgespannten Turbinendampfes $x = 0,914$

tafel 18.

III. Briketterzeugung bei Feuergastrocknung.

	Gutschrift	Belastung
1. Rohkohle ¹⁾		5,93
2. Trocknerkohle ¹²⁾		2,15
3. Kesselkohle ¹³⁾		0,68
4. Löhne ¹⁴⁾		0,73
5. Kapitaldienst ¹⁵⁾		1,56
6. Reparaturen (geschätzt)		0,50
7. Materialien (geschätzt)		0,25
8. Gutschrift für Förderdienst ⁵⁾	1,12	
9. Transport in offenen Wagen ⁶⁾		3,33
10. Ausladen ⁷⁾		0,32
Preis für 1 t Brikett frei Werk	14,33	
	15,45	15,45

IV. Stauberzeugung bei Feuergastrocknung.

	A		B	
	Mahlung auf Grube		Mahlung auf Verbraucherwerk	
	Gutschr.	Belastung	Gutschr.	Belastung
1. Rohkohle ¹⁾		5,93		5,93
2. Trocknerkohle ¹²⁾		2,15		2,15
3. Kesselkohle ¹³⁾		0,60		0,60
4. Löhne ¹⁷⁾		0,62		0,73
5. Kapitaldienst ¹⁸⁾		1,22		1,29
6. Reparaturen (geschätzt)		0,60		0,60
7. Materialien (geschätzt)		0,25		0,25
8. Gutschrift für Förderdienst ⁶⁾	1,12		1,12	
9. Eisenbahntransport ⁹⁾		4,66		3,33
10. Ausladen ¹¹⁾ 7)		0,46		0,32
Preis für 1 t Staub frei Werk	15,37		14,08	
	16,49	16,49	15,20	15,20

(lt. I-S-Diagramm) und einem Kondensationsverlust von 7 vH in den Leitungen werden in den Schulzchen Röhrentrocknern angeliefert

$$2340 \cdot 0,914 \cdot 0,93 = 1990 \text{ kg Dampf/t.}$$

Die Trockner brauchen je 1 kg auszutreibendes Wasser rd. 1,5 kg Dampf.

Nach 1) sind je t Brikett oder Staub $\frac{1250 \cdot 100}{(100 - 5)} = 1316 \text{ kg Wasser auszutreiben}$; hierfür sind $1316 \cdot 1,5 = 1974 \text{ kg Dampf/t}$ erforderlich. Die Trocknung wird also ausschließlich vom Turbinenabdampf bestritten.

Zur Erzeugung von 2340 kg Dampf sind bei $\eta_{\text{Kessel}} = 0,70$, $H_u = 1840 \text{ kcal/kg}$, $i'' = 669$ und einer Speisewassertemperatur von 80° erforderlich

$$\frac{2340 \cdot (669 - 80)}{0,70 \cdot 1840} = 1070 \text{ kg Kesselrohkohle}$$

zum Preise von 1,07 t/t. $2,50 \text{ M/t} = 2,67 \text{ M/t}$.

$$3) \frac{20 \text{ Mann} \cdot 0,8 \text{ M/h}}{500 \text{ t}} = 0,77 \text{ M/t.}$$

$$\frac{500 \text{ t}}{24 \text{ h}}$$

(Fußnoten ⁴⁾ bis ¹⁸⁾ siehe S. 182 u. 183.)

nahme des Kapitaldienstes ist jedoch bedeutend geringer als die gleichzeitig wachsende Gutschrift für überschüssige und nach außen abgegebene elektrische Energie. In wesentlich geringerem Maße ließe sich die Wirtschaftlichkeit bei Feuergastrocknung erhöhen, selbst wenn man annimmt, daß sich der Wärmeverbrauch der Trockner um allenfalls 15 vH vermindern läßt. Für Großanlagen kommt daher die Dampftrocknung bei niedrigen Drücken mit vorgeschalteten Hochdruckturbinen und elektrischer Stromabgabe als Nebenprodukt in erster Linie in Frage. Nur bei kleinen Anlagen, die infolge von Kapitalmangel billig zu erstellen sind, oder wo kein Dampf gebraucht wird, wie z. B. bei hüttenmännischen Öfen, dürfte der Feuergastrocknung der Vorzug zu geben sein. U. U. könnten auch die Trockneranlagen stillgelegter Brikettfabriken in der auf S. 89 vorgeschlagenen Weise herangezogen werden. Ferner ist an die Vereinigung von Brikett- und Staubfabrikation zu denken, indem man die Trockenkohlenmengen je nach der Marktlage auf Pressen oder Mühlen verteilt. Man ist dabei natürlich an den für die Brikettierung üblichen Wassergehalt der Trockenkohle, der meist zwischen 15 und 18 vH. liegt, gebunden, während man bei ausschließlicher Vermahlung zweckmäßig die Trocknung auf 10 vH Wassergehalt steigert.

$$4) \frac{1360000 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{500 \text{ t/Tag} \cdot 300 \text{ Tage}} = 1,63 \text{ M/t.}$$

$$5) 45 \text{ kWh/t} \cdot 0,025 \text{ M/kWh} = 1,12 \text{ M/t.}$$

6) Siehe S. 172 für 50 km.

$$7) \frac{2 \text{ Mann} \cdot 2 \text{ h}}{10 \text{ t}} \cdot 0,80 \text{ M/h} = 0,32 \text{ M/t.}$$

$$8) \frac{17 \text{ Mann} \cdot 0,8 \text{ M/h}}{500 \text{ t}} = 0,65 \text{ M/t bei Mahlung auf Grube;}$$

$$\frac{20 \text{ Mann} \cdot 0,8 \text{ M/h}}{500 \text{ t}} = 0,77 \text{ M/t bei Mahlung auf Verbraucherwerk.}$$

$$9) \frac{1160000 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{500 \text{ t/Tag} \cdot 300 \text{ Tage}} = 1,39 \text{ M/t bei Mahlung auf Grube;}$$

$$\frac{1210000 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{500 \text{ t/Tag} \cdot 300 \text{ Tage}} = 1,45 \text{ M/t bei Mahlung auf Werk.}$$

10) Da das Kraftwerk die gleiche Leistung wie bei Briketterzeugung hat, so sind noch abgebbar $89 - 79 = 10 \text{ kWh/t}$;

$$10 \text{ kWh/t} \cdot 0,025 \text{ M/kWh} = 0,25 \text{ M/t.}$$

$$11) \text{ a) Löhne: } 1 \text{ Mann entleert } 15 \text{ t in } 1,2 \text{ h; } \frac{1,2 \text{ h} \cdot 0,8 \text{ M/h}}{15 \text{ t}} \dots = 0,06 \text{ M/t}$$

$$\text{ b) Kraft: } 25 \text{ cbm Preßluft/t} \cdot 0,005 \text{ M/cbm} \dots = 0,13 \text{ ,,}$$

$$\text{ c) Materialien und Reparaturen (geschätzt) \dots = 0,15 \text{ ,,}$$

d) Kapitaldienst für Kompressoranlage und Vorratsbunker:

$$\frac{100000 \text{ M (geschätzt)} \cdot 18 \text{ vH}}{500 \text{ t/Tag} \cdot 300 \text{ Tage}} = \dots = 0,12 \text{ ,,}$$

bei Mahlung auf Grube $\underline{0,46 \text{ M/t}}$

Der Bezug von grubenfeuchter Rohkohle dürfte für Aufbereitungsanlagen, die sich außerhalb des Grubenbezirks befinden, wegen der hohen Transportkosten fast nie in Frage kommen. Selbst wenn zur Trocknung hinreichende Abhitzemengen zur Verfügung stehen sollten, hört die Wirtschaftlichkeit des Bezuges grubenfeuchter Rohkohle schon bei Entfernungen auf, die vielfach unter 40 km liegen.

Sieht man von den obigen Herstellungsmöglichkeiten von Braunkohlenstaub ab, so bietet sich noch eine andere nicht zu übersehende Gewinnmöglichkeit: Die Rückgewinnung des Staubes aus den Brüden- und der Innenentstaubung der Brikettfabriken. In dem Maße, wie sich an Stelle der trocken-nassen Rückgewinnung die Elektro- oder die Stofffilterentstaubung einbürgert, nehmen die trocken zurückgewonnenen Staubmengen zu. Während ein Teil von ihnen zu den Pressen befördert wird, kann der Rest als brennfähiger Staub verkauft werden; eine Nachmahlung ist in der Regel überflüssig. Bei steigender Nachfrage lassen sich die so gewonnenen Staubmengen durch verschärftes Absaugen in der Nachtrocknung erhöhen. Im ganzen wird der endgültige Trockenstaubanfall auf 7—8 vH der Briketterzeugung geschätzt. Für ein derartiges Neben- oder Kuppelungsprodukt gibt es keine Gesteungskosten, sondern nur Marktpreise, die lediglich durch

Bei Mahlung auf Verbraucherwerk siehe unter 7).

- 12) $\frac{1316 \text{ kg/t (nach 2)} \cdot 1200 \text{ kcal/kg (nach S. 74)}}{1840 \text{ kcal/kg} \cdot 1000 \text{ kg/t}} \cdot 2,50 \text{ M/t} = 2,15 \text{ M/t.}$
- 13) $\frac{84 \text{ kWh/t} \cdot 6000 \text{ kcal/kWh (bei Kondensationsturbinen)}}{1840 \text{ kcal/kg} \cdot 1000 \text{ kg/t}} \cdot 2,50 \text{ M/t} = 0,68 \text{ M/t.}$
- 14) $\frac{19 \text{ Mann} \cdot 0,8 \text{ M/h}}{\frac{500 \text{ t}}{24 \text{ h}}} = 0,73 \text{ M/t.}$
- 15) $\frac{1\,300\,000 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{500 \text{ t/Tag} \cdot 300 \text{ Tage}} = 1,56 \text{ M/t.}$
- 16) $\frac{74 \text{ kWh/t} \cdot 6000 \text{ kcal/kWh (bei Kondensationsturbinen)}}{1840 \text{ Kcal/kg} \cdot 1000 \text{ kg/t}} \cdot 2,50 \text{ M/t} = 0,60 \text{ M/t.}$
- 17) $\frac{16 \text{ Mann} \cdot 0,8 \text{ M/h}}{\frac{500 \text{ t}}{24 \text{ h}}} = 0,62 \text{ M/t bei Mahlung auf Grube;}$
 $\frac{19 \text{ Mann} \cdot 0,8 \text{ M/h}}{\frac{500 \text{ t}}{24 \text{ h}}} = 0,73 \text{ M/t bei Mahlung auf Werk.}$
- 18) $\frac{1\,020\,000 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{500 \text{ t/Tag} \cdot 300 \text{ Tage}} = 1,22 \text{ M/t bei Mahlung auf Grube;}$
 $\frac{1\,070\,000 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{500 \text{ t/Tag} \cdot 300 \text{ Tage}} = 1,29 \text{ M/t bei Mahlung auf Werk.}$

das Gesetz von Angebot und Nachfrage geregelt werden. Vorläufig ist damit zu rechnen, daß die aus den Entstaubungen stammenden Staubmengen im Preise etwas unter den Brikettpreisen bleiben. Tritt infolge wachsender Nachfrage eine Preissteigerung ein, so wird diese wiederum nach oben durch die Gestehungskosten von solchem Staub begrenzt, der in Aufbereitungsanlagen erzeugt wird. Da der Gesteungspreis dieses Staubes nach obigem etwa dem von Briketten entspricht, so ist für die nächsten Jahre anzunehmen, daß Braunkohlenstaub, einerlei welcher Herkunft, frei Erzeugungsstelle zu dem gleichen oder etwas niedrigerem Preise als Brikette abgegeben werden kann.

3. Wärmepreis. Für Wirtschaftlichkeitsberechnungen braucht man häufig den Wärmepreis, ausgedrückt in Mark je $1 \cdot 10^6$ an der Feuerung in brennfertigem Zustand angelieferte kcal. Bei Kohlenstaub wird dieser Wert durch Division des im vorigen Abschnitt errechneten Gesteungspreises für 1 t Staub durch den Heizwert des Staubes $\cdot 10^3$ ermittelt. Im folgenden werden die Wärmepreise sowohl bei Kohlenstaub wie bei Generatorgas für einige allgemeine Fälle errechnet, so daß auf diese Werte später bei Besprechung der verschiedenen Anwendungsmöglichkeiten der Staubfeuerung zurückgegriffen werden kann.

Bei Steinkohle ist der Berechnung zunächst eine verhältnismäßig hochwertige, auch für Generatorgas geeignete Kohle von 2 vH Feuchtigkeit und einem Heizwert von 7200 kcal/kg zugrunde gelegt. Der Durchsatz sowohl der Staubaufbereitungs- wie der Generatorgasanlage betrage bei 20 h Betriebszeit 2,5 t/h und die Entfernung beider von der Zeche 100 km. An Hand der Zahlentafel 19 I und II errechnet sich der Wärmepreis für $1 \cdot 10^6$ kcal frei Brenner bei Generatorgas zu 4,70 M und bei Kohlenstaub zu 3,86 M. Geht man zu größeren Anlagen über, so sinken bei Kohlenstaub analog den in Zahlentafel 17 II gegebenen Werten vor allem die Posten für Löhne und Kapitaldienst; bei Generatorgas verändern sich diese beiden Posten dagegen kaum, weil bei Übergang zu größeren Anlagen die einzelnen Einheiten nicht wie bei Kohlenstaub vergrößert, sondern ihrer Zahl nach vermehrt werden.

Bei Braunkohle wurde als Ausgangspunkt der Fall angenommen, daß für die Generatoren Brikette verwendet werden, während der Kohlenstaub von der Großanlage auf der Grube in Spezialwagen herangeholt wird. Bei einer Entfernung von 50 km, einem Durchsatz von 2,5 t/h und einer Betriebszeit von 20 h/Tag errechnet sich der Wärmepreis frei Brenner für $1 \cdot 10^6$ kcal bei Generatorgas zu 4,65 M, bei Kohlenstaub zu 3,31 M.

In Abb. 103 sind die soeben ermittelten Werte nochmals graphisch aufgetragen; es zeigt sich, daß bei beiden Kohlenarten die geringeren

Gesteungskosten aufseiten des Kohlenstaubs sind; dies gilt bei Braunkohlen in stärkerem Maße als bei Steinkohlen, obwohl die starke Belastung durch den teuren Bahntransport in Sonderwagen deutlich erkennbar ist. Die Errichtung von großen Stauberzeugungsanlagen auf den Braunkohlengruben erscheint daher recht anziehend. Ob sich die Gruben allerdings zu einem solchen Schritt im Hinblick auf das günstige Brikettgeschäft entschließen, ist vorläufig fraglich. Das Brikett, soweit es für Hausbrandzwecke dient, wird wegen seiner guten Handlichkeit stets gesucht sein und einen größeren Verdienstaufschlag vertragen

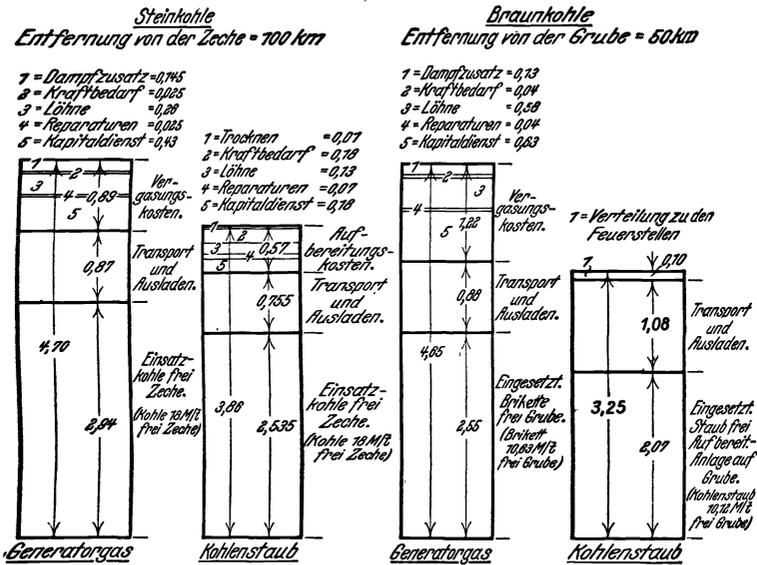


Abb. 103. Gesteungskosten in Mark je $1 \cdot 10^6$ am Brenner angelieferte kcal bei einem Kohlendurchsatz von rund 2,5 t/h.¹⁾

können als Industriestaub. Für die Umstellung auf Stauberzeugung kommen daher in erster Linie die an Konzerne oder große Elektrizitätswerke angeschlossenen Gruben in Frage.

Weitere, in der graphischen Darstellung nicht gezeigte Ersparnisse können im Falle von Staubbetrieb bei beiden Kohlenarten eintreten, wenn die Aufbereitungsanlage oder die Speisestation nicht wie bei Generatoren mit Warmgasbetrieb in die Nähe der Verbraucher, sondern an eine geeignete Stelle außerhalb des eng bebauten Werkskomplexes gesetzt und der Staub nach dem pneumatischen oder nach dem Druck-Verfahren zu den einzelnen Verbrauchern befördert wird. In

¹⁾ Bleibtreu, Mitteilung 99 der Wärmestelle Düsseldorf.

Zahlentafel 19. Gestehungskosten von $1 \cdot 10^6$ am Steinkohle.

Annahmen: Entfernung von der Zeche 100 km
 Durchsatz 2,5 t/h
 Betriebszeit 20 h/Tag

I. Generatorgas.

	M/t	M/1.10 ⁶ kcal (= $\frac{(M/t) \cdot 10^6}{\eta = 0,85 \cdot 7,2 \cdot 10^6}$) ¹⁾
1. Rohkohle frei Zeche ¹⁾	18,—	2,94
2. Transport und Entladen ²⁾ . .	5,35	0,87
3. Vergasungskosten:		
a) Dampfzusatz ³⁾	0,88	0,145
b) Kraftbedarf ⁴⁾	0,15	0,025
c) Löhne ⁵⁾	1,60	0,26
d) Reparaturen (geschätzt) . .	0,15	0,025
e) Kapitalsdienst ⁶⁾	2,64	0,43
	5,42	0,89
	28,77	4,70

II. Kohlenstaub.

	M/t ⁷⁾	M/t · 10 ⁶ kcal (= $\frac{(M/t) \cdot 10^6}{7,28 \cdot 10^6}$) ⁸⁾
1. Rohkohle frei Zeche	18,45	2,535
2. Transport und Entladen	5,49	0,755
3. Aufbereitungskosten:		
a) Trocknen	0,07	0,01
b) Kraftbedarf	1,30	0,18
c) Löhne	0,96	0,13
d) Reparaturen (geschätzt) . .	0,50	0,07
e) Kapitalsdienst	1,32	0,18
	4,15	0,57
	28,09	3,86

1) Rohkohle: Heizwert (unterer) 7200 WE/kg
 Feuchtigkeit 2 vH
 Preis frei Zeche 18,— M/t
 Generatorwirkungsgrad 85 vH

2) Bahntransport für 100 km nach S. 172 5,03 M/t
 Entladen: $\frac{2 \text{ Mann} \cdot 3 \text{ h}}{15 \text{ t}} \cdot 0,8 \text{ M/h} = \dots \dots \dots 0,32 \text{ M/t}$

3) $0,25 \text{ t Dampf/t} \cdot 3,50 \text{ M/t Dampf} = 0,88 \text{ M/t}$. 5,35 M/t

4) $3 \text{ kWh/t} \cdot 0,05 \text{ M/kWh} = 0,15 \text{ M/t}$.

5) $\frac{5 \text{ Mann} \cdot 0,8 \text{ M/h}}{2,5 \text{ t/h}} = 1,60 \text{ M/t}$.

6) $\frac{220000 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{300 \text{ Tage} \cdot 20 \text{ h/Tag} \cdot 2,5 \text{ t/h}} = 2,64 \text{ M/t}$.

7) Der Rechnung liegt die Rohkohle nach 1) zugrunde. Für Mahlung zu Staub wurde eine Trocknung von 2 auf 1 vH angenommen. Der Rechnungsgang ist analog dem Beispiel in Zahlentafel 17 II auf S. 174f.

Brenner angelieferte kcal.

Braunkohle.

Annahmen: Entfernung von Grube 50 km
 Durchsatz 2,5 t/h
 Betriebszeit 20 h/Tag

III. Generatorgas.

	M/t	M/1 · 10 ⁶ kcal (= $\frac{(M/t) \cdot 10^6}{\eta = 0,85 \cdot 4,9 \cdot 10^6}$) ⁹⁾
1. Braunkohlen-Brikette frei Grube ¹⁰⁾	10,63	2,55
2. Transport und Entladen ¹⁰⁾	3,65	0,88
3. Vergasungskosten:		
a) Dampfzusatz ¹¹⁾	0,53	0,13
b) Kraftbedarf ⁴⁾	0,15	0,04
c) Löhne ⁸⁾	1,60	0,38
d) Reparaturen (geschätzt)	0,15	0,04
e) Kapitaleinsatz ⁸⁾	2,64	0,63
	5,07	1,22
	19,35	4,65

IV. Kohlenstaub.

	M/t	M/1 · 10 ⁶ kcal (= $\frac{(M/t) \cdot 10^6}{4,9 \cdot 10^6}$) ⁹⁾
1. Braunkohlenstaub frei Grube ¹²⁾	10,12	2,07
2. Transport und Entladen ¹³⁾	5,30	1,08
3. Verteilungskosten ¹⁴⁾	0,50	0,10
	15,92	3,25

⁸⁾ Heizwert (unterer) wird durch Trocknung von 2 auf 1 vH erhöht auf 7280 kcal/kg.

⁹⁾ Heizwert (unterer) von Braunkohlen-Brikette oder Staub = 4900 kcal/kg. Generatorwirkungsgrad wie bei ¹⁾.

¹⁰⁾ Siehe Zahlentafel 18 I auf Seite 180; 14,28 — (3,33 + 0,32) = 10,63 M/t. 3,33 + 0,32 = 3,65 M/t.

¹¹⁾ 0,15 t Dampf/t · 3,50 M/t Dampf = 0,53 M/t.

¹²⁾ Siehe Zahlentafel 18 II auf Seite 180; 15,24 — (4,66 + 0,46) = 10,12 M/t.

¹³⁾ Transport: siehe S. 172 für 50 km 4,66 M/t

Entladen: a) Löhne: 1 Mann entleert 20 t in 1,3 h; $\frac{1,3 \text{ h} \cdot 0,9 \text{ M/h}}{20 \text{ t}} = 0,06 \text{ M/t}$
 b) Kraft: 25 m³ Preßluft/t · 0,005 M/m³ . . . = 0,13 „
 c) Materialien und Reparaturen (geschätzt) . . = 0,15 „
 d) Kapitaleinsatz für Kompressor und Vorratsbunker: $\frac{2500 \text{ M. (geschätzt)} \cdot 18 \text{ vH}}{50 \text{ t/Tag} \cdot 300 \text{ Tage}} . . . = 0,30 \text{ „}$

¹⁴⁾ 10 kWh/t · 0,05 M/kWh = 0,50 M/t. 0,64 „
5,30 M/t

diesem Falle gelangt überhaupt keine Kohle in rohem Zustande in das eigentliche Werk. Damit wird sein Transportwesen erheblich entlastet. Jeder Betriebsmann weiß, wie lästig die stundenlang der Entladung harrenden Eisenbahnwagen im Innern eines Werkes sind. Auch die Standgelder verringern sich. Der für Generatoren benötigte Platz wird für andere Zwecke, wie z. B. Magazine, Lager, oder zur Ausdehnung

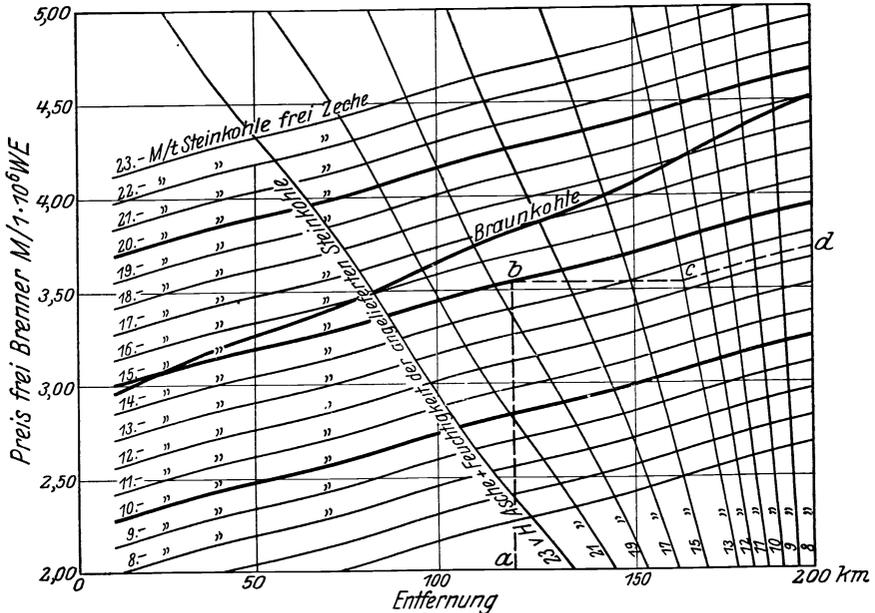


Abb. 104. Wärmepreis in Mark je $1 \cdot 10^6$ an der Feuerung in brennfertigem Zustand angelieferte kcal.

Annahmen: Bei Steinkohle: Aufbereitungsanlage beim Verbraucher, Leistung 2,5 t/h bei 20 h Betriebszeit je Tag. Heizwert des Staubes 7200 kcal/kg bei 8 vH Asche + Feuchtigkeit; liegt ein anderer Gehalt an Asche + Feuchtigkeit, z. B. 13 vH vor, so verfähre wie folgt:

Gehe über Entfernung senkrecht nach oben bis zum Schnittpunkt des Kohlenpreises (a—b) dann wagerecht bis zum Schnitt mit der Linie für 13 vH. Asche + Feuchtigkeit (b—c), von c parallel zu den Preislinien; Linie c—d schneidet auf Ordinate den gewünschten Preis an.

Bei Braunkohle: Herstellung des Staubes in Großanlage auf Grube; Transport des Staubes zum Verbraucher in Spezialwagen. Heizwert des Staubes 4900 kcal/kg.

des eigentlichen Betriebes frei; aber selbst wenn die Staubaufbereitung dort errichtet wird, wo bisher die Generatoren standen, kommt man fast immer mit weniger Platz aus und kann im Gegensatz zu Generatoranlagen, die in der Regel aus Platzmangel nicht ausdehnungsfähig sind, die Leistung steigern. Transport- und Platzersparnis sowie Leistungssteigerung können im einzelnen oder zusammen auch ohne die der Abb. 103 zu entnehmenden Ersparnisse zugunsten von Kohlenstaub entscheiden.

Ändern sich gegenüber den obigen Beispielen Entfernung, Steinkohlenpreis frei Zeche und Feuchtigkeit der rohen Steinkohle, so läßt sich der Wärmepreis an Hand eines Diagramms nach Art der Abb. 104 leicht für jeden beliebigen Fall abgreifen. Sowohl die Linien für den Steinkohlenpreis wie für Asche + Feuchtigkeit verlaufen fast geradlinig und lassen sich daher durch Berechnung weniger Punkte leicht auftragen. Diese werden am besten an Hand einer Tafel nach Art der Zahlentafel 19 II bestimmt; da jedes vH Asche oder Feuchtigkeit ungefähr gleich verteuern auf den Wärmepreis wirkt, genügt es für Überslagsrechnungen, wenn im Diagramm Asche und Feuchtigkeit nicht einzeln, sondern nur als Summe berücksichtigt werden.

Der Braunkohlenlinie liegt eine Großaufbereitung auf der Grube zugrunde, für welche die Preise nach Art der Zahlentafel 19 IV ermittelt wurden. Auch diese Linie ist fast eine Gerade. Aus der Abbildung läßt sich leicht ermitteln, ob in einem bestimmten Einzelfall Stein- oder Braunkohlenstaub vorzuziehen ist.

III. Der Aufbau der Feuerung.

a) Die feuerfesten Baustoffe.

1. Allgemeine Anforderungen. Die geeignete Wahl der feuerfesten Baustoffe ist eine sehr wichtige Forderung des Feuerungsbaues. Die Ansprüche, die an feuerfeste Baustoffe zu stellen sind, lassen sich nicht durch eine einfache Formel ausdrücken. Vor allem besagt der Begriff „feuerfest“ im Sinne hoher Schmelztemperaturen wenig; es ist vielmehr an das feuerfeste Material eine Anzahl von Anforderungen zu stellen, die je nach dem Verwendungszweck der Feuerung und dem verarbeiteten Brennstoff mehr oder weniger wichtig sind, und denen nicht gleichzeitig in der günstigsten Weise entsprochen werden kann. Es wird daher bei der Wahl geeigneter Baustoffe immer auf ein Kompromiß hinauslaufen, bei dem vorläufig vor allem praktische Erfahrungen, ferner aber auch verschiedene, allerdings noch in der Entwicklung befindliche Prüfverfahren den besten Anhalt geben.

Erweichungs- und Schmelzpunkt. Bei Schamotten tritt der Erweichungspunkt unter Druck 100° und noch mehr unter dem eigentlichen zwischen 1500° und 1750° liegenden Schmelzpunkt ein; dieser liegt um so höher, je dichter das Steingefüge ist. Nach Hartmann gilt ein Erweichungspunkt von 1450° (nach Vorkühlung) und eine haltlose Erweichung bei 1570 — 1630° als Zeichen guter Haltbarkeit¹⁾.

¹⁾ Arch. Wärmewirtsch. 8 (1927), Nr. 11, S. 343.

Daraus folgt, daß bei Dampfkessel-Brennräumen, die bekanntlich vorwiegend aus Schamotte bestehen, die Wandungstemperatur nicht über 1300—1400° getrieben werden sollte. Gute Silikasteine schmelzen bei etwa 1700°, also bei einer Temperatur, die auch von guten Schamottesteinen erreicht werden kann; dagegen ist die Spanne zwischen Erweichungs- und Schmelzpunkt weniger als 100° und daher geringer als bei Schamotte. Bei Wandungstemperaturen von 1350—1450° bleibt man also noch hinreichend weit von den Erweichungs- und Schmelzpunkten entfernt. Auch bei Magnesit ist die Gefahr, daß

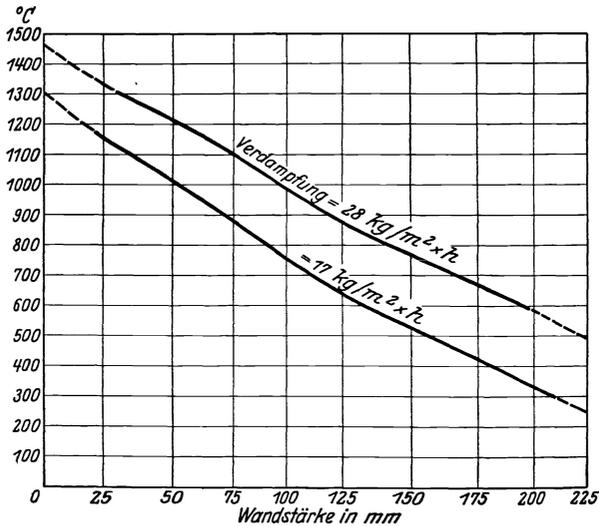


Abb. 105. Temperaturabfall in der Brennkammerwand eines Kohlenstaubgefeuerten Dampfkessels bei verschiedenen Verdampfungen.

die Betriebstemperaturen an diese Punkte herankommen, verhältnismäßig gering. Aber selbst wenn sie erreicht werden sollten, so ist wegen des starken Temperaturabfalles in der Wand nur eine verhältnismäßig dünne, an der Oberfläche der Feuerseite liegende Schicht der haltlosen Erweichung, d. h. Temperaturen oberhalb des Erweichungspunktes, ausgesetzt, während der übrige Stein seine ursprüngliche Festigkeit mehr oder weniger beibehält. Die Dicke der der haltlosen Erweichung ausgesetzten Oberfläche hängt außer von der Betriebstemperatur von der Wärmeleitfähigkeit und der Wanddicke ab; ferner auch davon, ob die Wand an ihrer Außenseite gekühlt ist oder von einer isolierenden Schicht umgeben wird. Die Erweichungs- und Schmelzpunkte allein besagen daher nicht viel; sie sind allerdings zu berücksichtigen; außerdem aber wird heute mehr und mehr auch die

Wärmeleitfähigkeit beachtet. Sie ist um so größer, je fester das Steingefüge ist. Die Wärmeleitzahlen betragen bei

Schamotte . . .	0,0014—0,0031	cal/cms °C ¹⁾
Silika	0,0014—0,0035	„
Magnesit	0,0011—0,0102	„
Carborundum . .	rd. 0,01	„

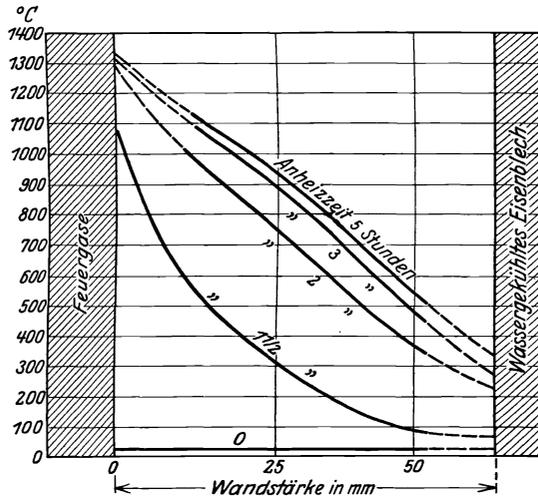


Abb. 106a.

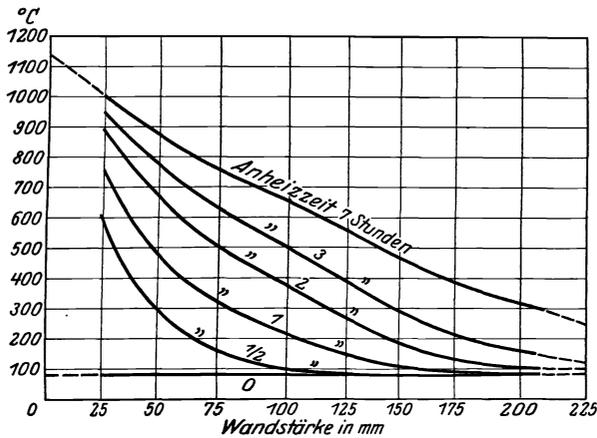


Abb. 106b.

Abb. 106a u. 106b. Temperaturabfall in der Brennkammerwand eines Kohlenstaubgefeuerten Dampfkessels nach verschiedenen Anheizzeiten. a) bei wassergekühlter Wand, b) bei massiver, nicht gekühlter Wand.

Bei den neuerdings vor allem in Amerika aufgekommenen, durch Armaturen von außen abgestützten und gleichzeitig gekühlten Seiten-

¹⁾ Hartmann: Arch. Wärmewirtsch. 8 (1927), Nr. 11, S. 312/5.

wänden (Abb. 216—221) lassen sich geringe Wandstärken und damit so hohe Kühlwirkungen erreichen, daß die Temperaturen an der Feuerseite auch bei vorübergehenden Überlastungen der Feuerung hinreichend niedrig gehalten werden können. Der Temperaturabfall in feuerfesten Steinen bei verschiedenen Belastungen und Anheizzeiten geht aus Abb. 105 und 106 hervor¹⁾.

Widerstand gegen Schlackenangriff. Die Kohlenstaubschlacke kann mit den Bestandteilen des feuerfesten Baustoffes che-

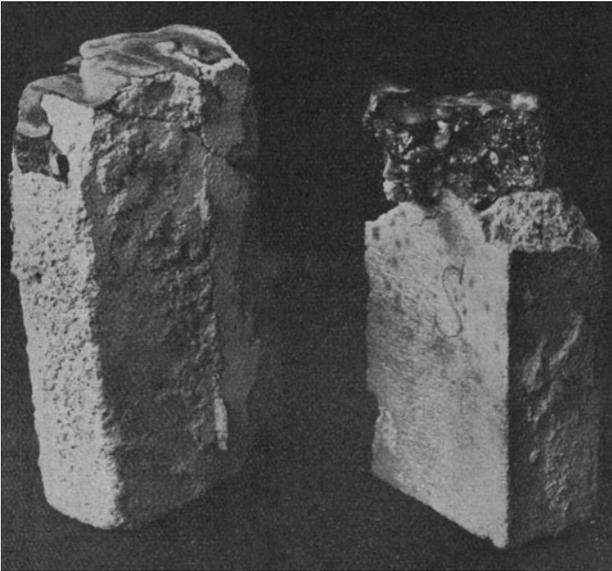


Abb. 107. Steine aus der Brennkammer eines Kohlenstaubgefeuerten Kessels, links Schamotte, rechts Silika.

mische Verbindungen eingehen, die leichtflüssige Lösungen bilden und den Baustoff frühzeitig zerstören. Diese Gefahr liegt jedoch nur dann vor, wenn die Oberflächentemperaturen des Steines über den Fließpunkten der Kohlen Schlacke liegen. Diese kann dann in die Poren des Steines eindringen. Infolgedessen sind eisenreiche Schlacken, die bekanntlich niedrige Schmelzpunkte haben (siehe S. 17), besonders gefährlich. Auch hoher Salzgehalt der Kohle wirkt als Flußmittel und ist daher schädlich²⁾. Ferner begünstigt hoher Flußmittelgehalt des

¹⁾ Sherman, R. A., Power 63 (1926). Nr. 3, S. 113/15.

²⁾ Schulz: Mitt. a. d. Versuchsanstalt d. Dortmunder Union 1 (1924), Nr. 4, S. 160f.

Baustoffes (CaO , Fe_2O_3 , MgO , SO_3 und Alkalien) die Bildung leichtflüssiger Lösungen. Wenn die Flußmittel auch nicht immer zu flüssigen Verbindungen führen, so können sie doch eine zähflüssige glasige Oberfläche bilden, an welcher die Schlackenteilchen leicht anhaften. Die alte Regel, daß zu einer saueren Schlacke auch ein saurerer Stein gehöre und bei basischen Schlacken basische Steine zu verwenden seien, ist kein zuverlässiger Anhalt. Als Beweis diene Abb. 107. Der linke Stein besteht aus Schamotte, der rechte aus Silika; ihre Analysen gehen aus Zahlentafel 20 hervor. Diese zeigt auch die Zusammensetzung der Kohlschlacke. Während sich beim Schamottestein nur eine dünne Glasur gebildet hat, ist der Silikastein trotz des verhältnismäßig hohen SiO_2 -Gehaltes der Kohlschlacke weitgehend zerstört worden. Die Analyse der Glasur und der geschmolzene Teil des Silikasteines ist ebenfalls Zahlentafel 20 zu entnehmen.

Der Widerstand gegen chemischen Angriff ist weniger von dem chemischen Aufbau des Steines und der Schlacke als von der Oberflächenbeschaffenheit des Steines abhängig. Der Stein ist im allgemeinen um so widerstandsfähiger, je dichter seine Struktur und je härter er gebrannt ist, je weniger also die flüssige Kohlschlacke in seine Poren eindringen kann. Die Dichte nimmt mit der Kornfeinheit zu; man darf jedoch damit ebensowenig wie mit der Brenntemperatur zu weit gehen, weil gleichzeitig der mechanische Widerstand gegen Abplatzen abnimmt¹⁾. Man muß also zwischen Dichte der Oberfläche und mechanischer Stärke ein Kompromiß schließen, für das sich jedoch keine allgemeinen Regeln geben lassen.

Der chemische Angriff ist in der Regel dadurch zu erkennen, daß die Steinoberfläche ein glasiges Aussehen annimmt. Haben die verglasten Schichten eine gewisse Dicke erreicht, so fangen sie an zu fließen, häufiger jedoch platzen sie ab und legen dadurch gesunde Teile des Steines frei, so daß der Angriff von neuem beginnen kann (Abb. 108). Meistens setzt der Angriff jedoch nicht an der glatten Oberfläche, sondern in den Steinfugen ein. Die so entstehende Auszehrung führt dann zu einem kuppenartigen Aussehen des Steines. Zuweilen bilden sich hinter der scheinbar kaum vergrößerten Fuge mehr oder weniger große Hohlräume (Abb. 109). Derartige Auszehrungen finden sich vor allem an den Stellen der Brennräume, an denen Überdruck herrscht oder wo die Flamme oder die vom Herd zurückprallenden Schlackentropfen das Mauerwerk treffen. Hierbei werden zunächst die Bindemittel durch Bildung leichtflüssiger Lösungen ausgewaschen; dadurch wird das Korn freigelegt und nach kurzem Widerstand von den flüssigen Lösungen fortgeschwemmt oder sogar aufgelöst.

¹⁾ Schulte: Arch. Wärmewirtsch. 8 (1927), Nr. 1, S. 6; Booze: Fuels and Furnaces, S. 553. Mai 1926.

Liegt die Wandungstemperatur unter dem Schmelzpunkt der Kohlenasche, was vor allem bei gekühlten Brennräumen der Fall ist, so besteht keine Gefahr chemischen Angriffs. Dagegen kann die Kohlenasche bei ungünstiger Flammenführung die Wände durch Sandstrahlwirkung beschädigen; ferner entstehen häufig mehr oder weniger lose, schaum- oder sandartige Ansätze. Sie treten vor allem in der Umgebung der Brenner (Abb. 110), ferner im unteren Teil der Brenn-



Abb. 108. Schadhafte Brennkammer-Rückwand eines Dampfkessels¹⁾.

räume über Granulierrosten (Abb. 111) oder beim Übergang in den Schlackentrichter und bei Dralbbrennern zuweilen auch an den Seiten (Abb. 231) auf und nehmen nur bei aschereichen Kohlen, ungünstiger Flammenführung und schlechter Mahlfeinheit ein unangenehmes Ausmaß an. Erreichen die Ansätze eine gewisse Größe, so schmelzen sie ab (Abb. 112); manchmal brechen sie auch ab; in diesem Falle werden leicht Teile des Mauerwerks mitbeschädigt. Derartige Schlackenansätze können außer durch Brechstangen auch durch Kochsalz beseitigt werden, das entweder gelegentlich mit dem Kohlenstaub eingeführt

¹⁾ Schulz u. Groppe: Arch. Wärmewirtsch. 7, (1926), Nr. 5, S. 125.

oder mit Handpfannen oder Wurfschaufeln an die Ansätze herangebracht wird¹⁾. Dieses Mittel dürfte sich jedoch nur in Sonderfällen empfehlen.

Zahlentafel 20.

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO
	%	%	%	%	%
1. Schamottestein	54,4	39,36	4,44	0,74	Spur.
2. Silikastein	94,6	1,43	1,57	2,37	„
3. Kohlschlacke	45,95	29,00	13,6	4,4	3,98
4. Glasur von Schamottestein	45,8	27,53	17,07	3,86	2,81
5. Geschmolzener Teil von Silikastein	77,6	11,52	5,48	2,52	1,58

Raumbeständigkeit. Schamotte schwindet bei höheren Temperaturen, und zwar um so mehr, je weniger scharf der Stein gebrannt worden ist. Die Raumbeständigkeit soll am besten sein, wenn die Steine bei der Temperatur gebrannt werden, die sie im Betriebe annehmen. Mit dieser Regel ist jedoch in der Praxis nicht allzuviel anzufangen, da man wegen des starken Temperaturabfalles innerhalb des Steines von der Feueroberfläche nach innen nicht weiß, welche Temperatur man zugrunde legen soll. Je stärker ein Stein schwindet, desto mehr öffnen sich die Fugen und um so größer ist die Gefahr des Schlackenangriffs. Im Gegensatz zu Schamotte hat Silikamaterial die Eigenschaft, bei zunehmender Temperatur zu treiben. Es ist daher möglich, bei Schamotte die Raumbeständigkeit durch Zusatz von 3—5 vH Findlings-Quarziten von nicht mehr als 3 mm Größe zu erhöhen. Man erhält auf diese Weise einen halbsauren Stein mit einer harten, widerstandsfähigen Oberfläche, aber zugleich niedrigerem Schmelzpunkt²⁾. Die Raumbeständigkeit von Silika hängt von den bekannten Umwandlungspunkten



Abb. 109. Kuppenartige Auszehrung der Stirnwand einer Dampfkesselbrennkammer.

¹⁾ McVicker: Power 65, (1927), Nr. 20, S. 743f.

²⁾ Schulte: a. a. O.

(Christobalit und Tridymit) ab. Diese lassen sich durch das spez. Gewicht und mit Hilfe von polarisiertem Licht im Laboratorium feststellen.

Widerstandsfähigkeit gegen mechanische Beanspruchungen (Standfestigkeit). Die mechanische Druckbeanspruchung

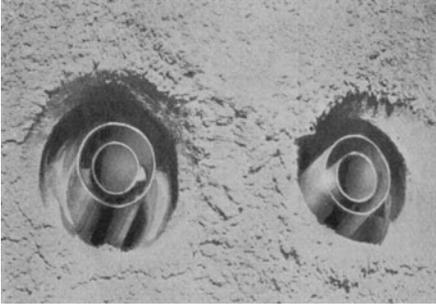


Abb. 110. Ansätze von loser Schlacke in der Brennergegend¹⁾.

wird vielfach zu sehr betont. Bei Wänden von 4 m Höhe erreicht sie erst 0,5 bis 1 kg/cm². Da jedoch neuerdings vor allem bei Kesseln Wandkonstruktionen benutzt werden, bei denen jeder 5. bis 10. wagerechte Lauf durch eiserne Armaturen abgestützt wird (siehe Abb. 219 und 220), werden diese Drücke auch bei den höchsten Wänden selten erreicht.

Gefährliche mechanische Be-

anspruchungen treten dagegen beiden Gewölben auf, und zwar vor allem bei Silikamaterial, wenn dies infolge seiner Umwandlung zu wachsen beginnt.

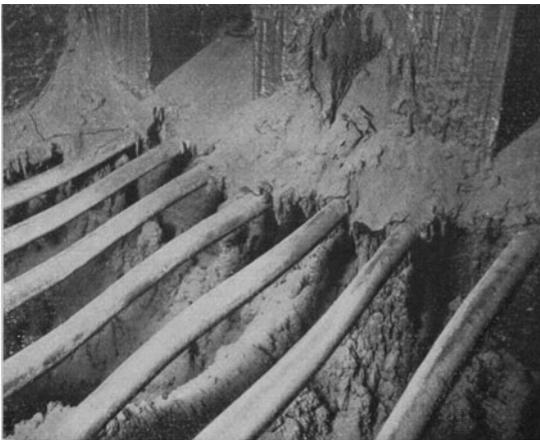


Abb. 111. Schlackenablagerungen auf dem Granulierrost²⁾.

Bei Silika läßt die Standfestigkeit bei steigender Temperatur ziemlich plötzlich nach; das gleiche gilt für Magnesit; bei Schamotte ist die Standfestigkeit um so größer, je höher die Brenntemperaturen sind; zu scharfgebrannte Steine haben allerdings wieder geringere Standfestigkeit³⁾; ferner springen sie bei hohen Temperaturen ab und werden schalig.

Die Widerstandsfähigkeit gegen Temperaturwechsel ist je nach den Betriebsverhältnissen verschieden wichtig, stets aber sorgfältig zu berücksichtigen. Der Einfluß der Temperatur beim Aufheizen

¹⁾ Nat'l. El. Light Assoc., Pulverized Fuel, New York. 1927.

²⁾ Schulz u. Gropp: Arch. Wärmewirtsch. 7 (1926), Nr. 5 S. 125.

³⁾ Schulz: Stahleisen 46 (1926), Nr. 47, S. 1667/78.

ist bereits unter „Raumbeständigkeit“ besprochen worden. Wichtiger, weil gefährlicher, sind jedoch die mit plötzlichen Abkühlungen verknüpften Temperaturwechsel, wie sie vor allem bei Kesselfeuerungen auftreten. Silika und Magnesit sind gegen Temperaturwechsel bekanntlich besonders empfindlich; sie werden daher bei Kesselfeuerungen kaum noch angewendet. Die Widerstandsfähigkeit gegen Temperaturwechsel wächst ferner mit der Wärmeleitfähigkeit,

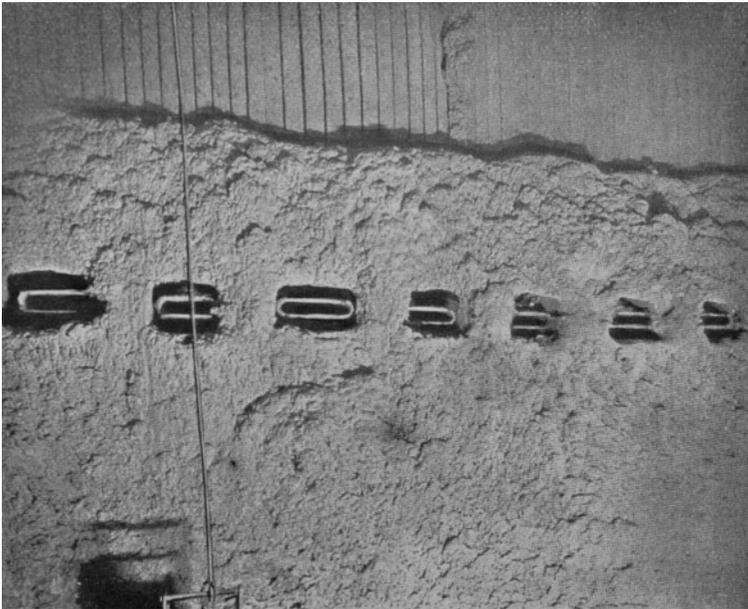


Abb. 112. Senkrechte Stirnwand einer Dampfkesselbrennkammer. Die schaumartige Schlacke schmilzt, nachdem sie eine gewisse Dicke erreicht hat, und fängt an zu laufen. Über dem Mauerwerk kommt der Strahlungsüberhitzer zum Vorschein¹⁾.

der Porosität und der Wärmedehnung. Bei Schamotte wird daher ein Korn von 0–7 mm bei 25 vH Porenraum empfohlen²⁾. Dehnung und Porosität sind bei handgeformten Steinen höher als bei maschinengepreßten. Man verwendet daher bei amerikanischen Kesselfeuerungen häufig 50 vH handgeformte Steine. Ihre geringere zulässige Druckbeanspruchung ist bei den neuzeitlichen Wandkonstruktionen kein Nachteil mehr. Bei Schamotte soll die Empfindlichkeit gegen Temperaturwechsel am geringsten sein, wenn der Al_2O_3 -Gehalt rd. 45 vH beträgt³⁾.

¹⁾ Nat'l. El. Light Assoc., Pulverized Fuel, New York. 1927.

²⁾ Schulte, a. a. O.

³⁾ Richards: Wärme 48 (1925), Nr. 51, S. 646/49.

Bei Silika sucht man die Eigenschaften der Steine so zu beeinflussen, daß sie vor allem gegen Abplatzen sicher sind, während auf hohe Standfestigkeit, geringes Wachstum und chemischen Angriff dank der Fortschritte des Feuerungsbaues nicht mehr so großer Wert gelegt wird wie früher.

2. Die wichtigsten Baustoffe. Schamotte ist das gebräuchlichste Material; es wird heute bei Kesselfeuerungen fast ausschließlich verwendet. Ein aus chemisch reinem Ton gebrannter Stein würde der Formel $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2 \text{SiO}_2$ entsprechen und 46 vH Tonerdegehalt aufweisen. Die Farbe des Steines ist kein sicheres Zeichen für seine Güte. Sächsische Steine sehen z. B. weißlich, westdeutsche Steine mehr bräunlich aus. Die Analyse eines guten Steines lautet z. B.:¹⁾

Al_2O_3	45,72 vH
SiO_2	51,15 „
Fe_2O_3	0,80 „
CaO	1,77 „
MgO	— „
K_2O	0,34 „
Glühverlust	0,28 „

Der Porenraum kann bei guten Steinen mit 15—25 vH, die Schwindung mit 3 vH angenommen werden.

Silika wird bei hüttenmännischen Feuerungen mit durchlaufendem Betrieb und nicht zu starken Temperaturwechseln häufig benutzt. Die Analyse lautet z. B.:¹⁾

	Deutscher Silikastein aus Findlingsquarziten	Amerikanischer Silikastein aus Felsquarziten
SiO_2 vH	96,03	96,25
Al_2O_3 „	1,35	0,88
Fe_2O_3 „	0,72	0,79
CaO + MgO „	1,87	1,80
Schmelztemperatur °C	1660 ^o	1640 ^o

Da die Fremdbestandteile auf die Eigenschaften des Silikasteines keinen entscheidenden Einfluß haben, so gibt die Analyse über die Verwendbarkeit des Steines nur bedingten Aufschluß. Die Körnung ist bei den einzelnen Fabrikaten unterschiedlich, beträgt im Mittel etwa 1—3 mm und überschreitet selten 7 mm. In Amerika wird neuerdings eine feinere Körnung benutzt. Die meisten handelsüblichen Steine sind nur bis zu 60—70 vH in Christobalit und Tridymit umgewandelt; dies genügt jedoch, wenn in der Feuerung für hinreichende Dehnungsmöglichkeit

¹⁾ Trenkler: Feuerungstechnik, S. 38f. V. d. I.-Verlag 1925.

gesorgt wird. Das spezifische Gewicht soll 2,4 nicht viel überschreiten; der Porositätskoeffizient liegt zwischen 19,5 und 22,5¹⁾. Über die Zweckmäßigkeit von Kalk-, Eisenoxyd- oder Tonerdezusätzen gehen die Ansichten noch auseinander. Endell und Harr²⁾ fordern einen Tonerdegehalt im gebrannten Silikastein von nicht mehr als 1,5 vH. Sie stellten ferner fest, daß ein Kalkgehalt bis zu 8 vH insgesamt ohne Einfluß auf die Erweichungstemperatur unter Belastung ist und die Umwandlung in Tridymit fördert. Lauber³⁾ fand, daß mittels Kalk gebundene Steine gegen hohe Temperaturen sehr empfindlich sind, während mit Ton gebundene Steine bei rund 10 vH Tonerdegehalt und sonst sehr mäßigem Flußmittelgehalt gute mechanische Eigenschaften aufweisen. Die mit Kalk gebundenen Steine sprangen bereits beim ersten Abschreckversuch bei 850⁰⁴⁾; dagegen hielten die Steine mit Tonzusatz bei der gleichen Temperatur 5 Abschreckversuche aus.

Magnesit mit 82—86 vH Magnesiumoxyd und 4—7 vH Eisengehalt wird vor allem wegen seiner hohen Feuerfestigkeit und seines hohen Widerstandes gegen Schlackenangriff für den Herd hüttenmännischer Feuerungen benutzt; dem steht allerdings bei Wärmöfen als Nachteil das Anwachsen des Herdes durch Schweißschlacke entgegen. Bei den Wänden kommt Magnesit wegen seiner hohen Empfindlichkeit gegen Temperaturwechsel höchstens für den unteren Teil in Frage.

Carborundum (Silizium-Carbid) zeichnet sich durch große Härte, hohe Feuerfestigkeit, hohe Wärmeleitfähigkeit und geringe Empfindlichkeit gegen Temperaturwechsel aus. Dagegen wird es von flüssigen, basischen und eisenhaltigen Schlacken angegriffen. Es kommt u. a. als „Carbofrax“ mit geringem ff. Tonzusatz in den Handel und wird in Amerika als Belag luftgekühlter Schlackentrichter unter Kesselfeuerungen benutzt. Ferner dient es zuweilen für Feuerbrücken, Seitenwände und Pfeiler von Brennkammern, ferner für Muffeln von Glüh- und Emallieröfen⁵⁾.

Quarzschiefer ist nur in Einzelfällen angewendet worden, vor allem in Herden hüttenmännischer Feuerungen; die Haltbarkeit ließ nach den vorliegenden Erfahrungen meistens zu wünschen übrig.

Als Sonderstein ist ferner der Sillimanit mit 60—65 vH Al_2O_3 zu nennen, der sich dadurch auszeichnet, daß er die hohe Standfestigkeit des Silikasteines mit gutem Abschreckwiderstand und guter Wider-

1) Richards, a. a. O.; Lauber: Glückauf (1927), 63, S. 1306.

2) Bericht Nr. 79 des Werkstoffausschusses des V. d. Eisenhüttenleute.

3) „Glückauf“ Bd. 63 (1927), S. 1306; Arch. Wärmewirtsch. Bd. 8 (1927), Nr. 11, S. 345.

4) Hartmann, a. a. O.

5) Power, Bd. 65, Nr. 9, S. 343. (1927); Kleinschmidt: Techn. Blätter d. deutschen Bergwerkszeitung Bd. 1926, Nr. 13, S. 99.

standsfähigkeit gegen chemischen Angriff verbindet. Es ist daher möglich, daß der Sillimanit trotz seiner hohen Rohstoffpreise in Zukunft dort verwendet wird, wo die üblichen Steinarten nicht mehr genügen.

Plastisches Material (Schamotte oder Silika) kommt nur für Kleinöfen und für Herde hüttenmännischer Feuerungen in Frage¹⁾.

Schutzanstriche aus Tonerde (Korund), Zirkonoxyd und Chromoxyd als Grundstoffen, denen vielfach Natriumsilikat (Wasserglas) oder Schmelzzemente als Bindemittel zugesetzt werden, werden neuerdings mit wechselndem Erfolg angewendet. Die aufgetragene Schutzschicht aus feuerfester Masse wird am besten in dünnen Lagen zu wiederholten Malen aufgetragen²⁾.

3. Prüfverfahren und Gütevorschriften. Die Normung der Prüfverfahren ist noch in der Entwicklung begriffen. Am weitesten ist man vielleicht in Amerika fortgeschritten; dort werden bei der Prüfung vor allem die Beanspruchungen durch Temperatur, Druck, mechanischen Verschleiß, Schlackenangriff und Absplittern infolge von Temperaturwechseln ermittelt. Der heutige Stand der deutschen Normung ist etwa folgender³⁾: Abgeschlossen liegen vor DIN 1061 (Allgemeines, Begriffsbestimmung, Probenahmen), DIN 1062 (chemische Analyse), DIN 1063 Bestimmung der Feuerfestigkeit nach Segerkegeln), DIN 1065 (Bestimmung des spezifischen Gewichts, des Raumgewichts und der Porosität) und DIN 1067 (Bestimmung der Druckfestigkeit bei Raumtemperatur). Im Entwurf liegt vor DIN 1066 (Bestimmung des Nachschwindens und Nachwachsens). DIN 1064 (Prüfung der Druckermweichung) wird demnächst erscheinen. Es erübrigt sich daher, hier auf die Prüfverfahren einzugehen. An Normenblättern über die Prüfung auf Abschrecken und Verschlacken wird noch gearbeitet. Nach Untersuchungen von Geller im U. S. Bureau of Standards sollte feuerfestes Material für Kessel mehr als 15 Abschreckungen aushalten⁴⁾. Im allgemeinen genügen diesen Anforderungen Schamottesteine mit weniger als 20 vH ungebundenem Quarz und weniger als 4 vH Flußmittelgehalt. Bei Silika kommt die Abschreckprüfung, seiner geringen Widerstandsfähigkeit gegen Temperaturwechsel wegen, nicht in Frage. Die für die kohlenstaubgefeuerten Kessel des Klingenberg-Kraftwerks angebotenen Proben wurden in der Weise geprüft, daß die Steine zunächst in einem Schmiedeofen auf 700—800 °C an einer Kopfseite

¹⁾ Weightman, E.: Power Bd. 63, Nr. 3, S. 90/93. (1926).

²⁾ Weightman, H. E.: Power Bd. 62 Nr. 15, S. 557/60 (1925). Hartmann: Werkstoffaussch. Ber. Nr. 92 d. V. d. Eisenhüttenleute.

³⁾ Hartmann: a. a. O.

⁴⁾ Näheres über Prüfung ff. Steine mit besonderer Berücksichtigung von Kesselmauerungen ist Werkstoffbericht Nr. 80 d. Vereins deutscher Eisenhüttenleute zu entnehmen.

erhitzt und nacheinander zweimal im Preßluftstrahl, weiter achtmal durch Eintauchen in kaltes Wasser unter jedesmaliger Wiedererhitzung auf 700—800° abgeschreckt wurden. Risse, abgeplatzte Ecken und Kanten, sowie Ablätterungen wurden aufgezeichnet, der Zustand des Steines mit ganzen und halben Punkten vermerkt und das Ergebnis nach 5 für die Beurteilung der besonderen Eigenschaften aufgestellten Gruppen bewertet. Die bei dieser Vorprobe geeignet befundenen Steine wurden dann in einem kohlenstaubgefeuerten Ofen untersucht, bei dem die in den Kesselfeuerungen herrschenden Verhältnisse auf Schlackenangriff, Druckbeanspruchung usw. möglichst genau nachgeahmt wurden¹⁾.

Ein Prüfverfahren zur Bestimmung der mechanischen Festigkeit bei hohen Temperaturen (Druckerweichung) ist dem Aufsatz von Hartmann im Arch. Wärmewirtsch., November 1927, S. 342f. zu entnehmen.

b) Ausführung der Mauerung.

Bei Lagerung und Einbau der Steine ist über Herkunft, Preis und Spezifikationen Buch zu führen, so daß man sich bei Erneuerungen ein Bild über die Bewährung der verschiedenen Sorten machen kann. Auf Maßhaltigkeit der Steine und dünne Fugen ist größter Wert zu legen (Zahlentafel 21). Die Steine sollen daher vor ihrem Einbau aufeinander abgerieben werden. Besser jedoch ist es, auf den Baustellen eine Schleifmaschine zu benutzen, auf der die Steine mittels einer Schablone auf genaues Maß zugerichtet werden können. Der abgesaugte Staub kann als Mörtel benutzt werden²⁾.

Die Steine dürfen mit Rücksicht auf Schlackenangriff an der Feuerseite nicht behauen oder geschliffen werden. Zu scharf gebrannte Steine, die leicht mitunterlaufen, sollen nicht an der Feuerseite liegen, können aber zum Hintermauern benutzt werden. Der Mörtel soll dünnflüssig sein und aus dem gleichen oder ähnlichem Material wie der Stein bestehen. Die Steine vor dem Einmauern in Wasser einzutauchen, ist im allgemeinen nicht zu empfehlen.

Die Mörtel für die feuerfesten Steine und für die Außenmauerungen werden am besten durch Färben gegen Verwechslungen geschützt.

Mit der Einmauerung darf erst begonnen werden, wenn die Baustelle durch ein Dach vor Regen und vor Frost geschützt ist; das Mauerwerk soll nach Fertigstellung 14 Tage lang durch allmählich verstärktes Feuer ausgetrocknet werden, bevor die Feuerung in Betrieb

¹⁾ Münzinger, Fr.: Kesselanlagen für Großkraftwerke. S. 55/7. Berlin 1928.

²⁾ Steinschleifmaschinen werden u. a. von der Firma „Westfalia Dinnendahl A.-G.“ in Bochum hergestellt.

kommt. Ebenso sollte nach größeren Ausbesserungen des Mauerwerks für genügende Zeit zum Austrocknen gesorgt werden¹⁾.

Zahlentafel 21. Maßhaltigkeit amerikanischer Steine²⁾.

Abweichung in Zoll und mm	Anzahl der Fälle in vH					
	Länge		Breite		Höhe	
	Sorte A	Sorte B	Sorte A	Sorte B	Sorte A	Sorte B
+ $\frac{1}{4}$ (6,4)	—	—	—	—	—	1
+ $\frac{3}{16}$ (4,8)	—	1	—	—	—	—
+ $\frac{1}{8}$ (3,2)	—	6	—	—	—	2
+ $\frac{1}{16}$ (1,6)	2	11	—	—	—	10
genau	9	35	6	4	47	26
— $\frac{1}{16}$ (1,6)	25	23	30	14	51	34
— $\frac{1}{8}$ (3,2)	55	11	40	30	2	21
— $\frac{3}{16}$ (4,8)	8	9	23	31	—	5
— $\frac{1}{4}$ (6,4)	1	4	1	17	—	1
— $\frac{5}{16}$ (8,0)	—	—	—	3	—	—
— $\frac{3}{8}$ (9,5)	—	—	—	1	—	—
	100	100	100	100	100	100

Kleinere schadhafte Stellen lassen sich zuweilen durch Schutzanstrich oder durch Aufspritzen (Torkretieren) in kurzer Zeit ausbessern. Es empfiehlt sich hierbei, als Masse eine möglichst dünnflüssige Lösung zu verwenden und diese lieber häufiger in einzelnen dünnen Lagen als auf einmal aufzutragen. Die Masse kann aus dem bei der Vermauerung benutzten Mörtel oder aus Spezialmassen bestehen³⁾. Wahl des Materials und Art des Aufspritzens erfordert jedoch Erfahrungen, so daß vor Verwendung dieses Mittels durch Unberufene gewarnt werden muß. Sind größere Stellen des Brennraumes beschädigt, so ist es meistens billiger, sie neu auszumauern. Bei Wandkonstruktionen, wie sie bei größeren Kesseln neuerdings benutzt werden (Abb. 219), ist die Erneuerung der Steine wegen ihrer leichten Auswechselbarkeit dem Spritzen fast immer vorzuziehen.

Gewölbe, aus 250—350-mm-Steinen auf sauber gehobelten Lehren aufgemauert, haben Stichhöhen von $\frac{1}{7}$ bis $\frac{1}{10}$ der Spannweite. Bei längeren Gewölben empfiehlt es sich, mindestens 5 oder 6 nebeneinanderliegende Bögen im Verband zu vermauern. Um die kühlende äußere Oberfläche des Gewölbes zu vergrößern, wird zuweilen jeder dritte oder vierte Bogen aus extralangen, die benachbarten Bögen außen überragenden Steinen ausgeführt. Der Querdehnung des Gewölbes kann in der üblichen Weise durch Holzscheiben und Spannschlösser entsprochen werden. Für die Längsdehnung, die bei Silika etwa 2 vH be-

¹⁾ Münzinger: Leistungssteigerung der Großdampfkessel. Berlin 1922.

²⁾ Bleibtreu: Stahlisen Bd. 45 (1925), Nr. 37, S. 1549/55.

³⁾ Siehe „Schutzanstrich“ auf S. 218.

trägt, sind Dehnungsfugen anzuordnen. Diese werden mit Pappeinlagen oder dünnen Holzblättchen ausgefüllt, die bei steigender Temperatur verkohlen, dabei zerdrückt werden und die Fugen abdichten. Bei Dampfkesselfeuerungen werden an Stelle von Gewölben fast nur noch aufgehängte Decken verwendet (Abb. 211/213). Sie kommen jedoch auch für Industrieöfen bei Spannweiten von mehr als 2,5 bis 3 m in Betracht.

c) Konstruktive Einzelheiten der Feuerung.

1. Die Kohlenstaubspeiser haben den Zweck, den Kohlenstaub dem Zwischenbunker in bestimmten regelbaren Mengen zu entnehmen und dem Brenner zuzuführen. Häufig wird ihnen auch noch die eigentlich vom Brenner zu erfüllende Aufgabe zugewiesen, den Staub mit einer gewissen Menge Luft zu vermischen. Speiser und Brenner werden daher zuweilen zu einer

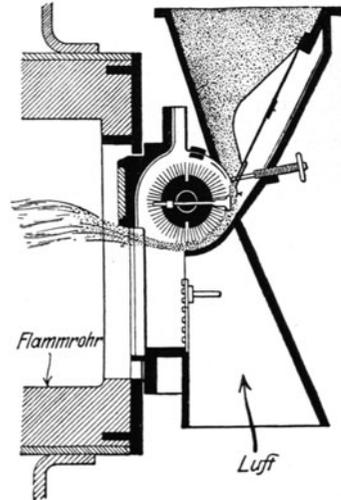


Abb. 113. Bürstenspeiser nach Schwartzkopff.

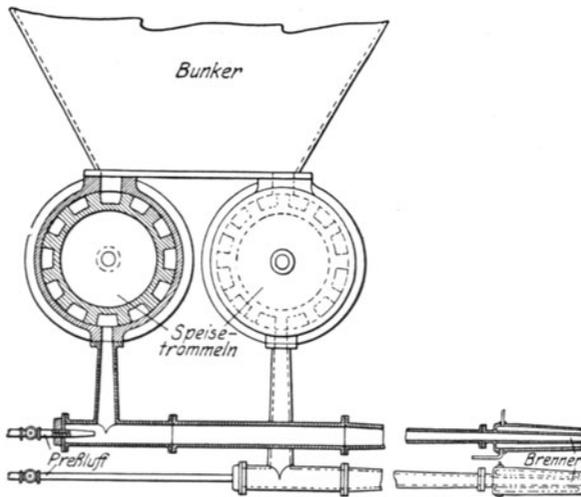


Abb. 114. Trommelspeiser von Edison.

konstruktiven Einheit zusammengefaßt, ohne daß immer eine scharfe Trennlinie zu ziehen wäre.

Obwohl Kohlenstaub zuweilen wie eine Flüssigkeit zum Rieseln gebracht werden kann, so sind doch Feuchtigkeit, Luftgehalt, Lagerzeit und Bunkerfüllhöhe auf die Staubmenge von zu großem Einfluß, als daß sie einfach durch Änderung der Strömungsquerschnitte beherrscht werden könnten. Feuchter oder lange gelagerter Kohlenstaub bildet beim Auslauf aus Behältern trichterförmige Krater mit steilen Rutschflächen; an diesen stürzen mehr oder weniger große Staubmengen in unregelmäßigen Abständen ab und verursachen bei mangelhaften Speisern das sog. „Schießen“ der Staubflamme. Ebenso können bei lufthaltigem, zu leichtflüssigem Staub die Auslaufmengen über-

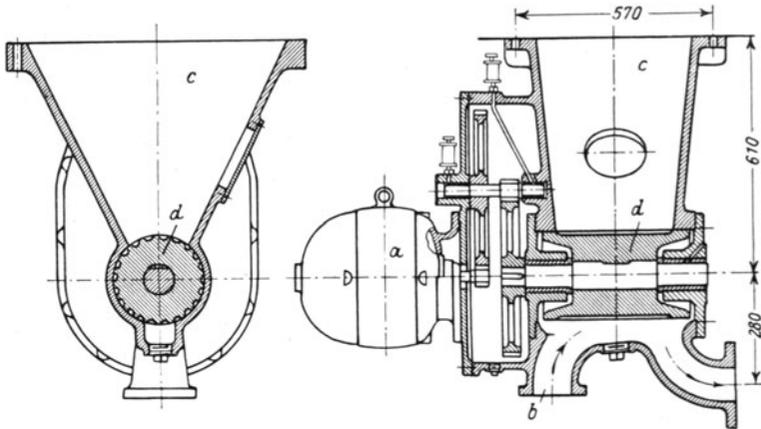


Abb. 115. Trommelspeiser der United Engineering and Foundry Co., Pittsburg. *a* Motor, *b* Lufteinlaß, *c* Einlauftrichter, *d* Trommel.

mäßig groß werden. Die Speisung muß daher möglichst zwangläufig vor sich gehen.

Von den zahlreichen Ausführungen sind im folgenden nur die bemerkenswertesten erwähnt.

Mehr geschichtlichen als praktischen Wert hat der in Abb. 113 dargestellte Bürstenspeiser, der eine an sich naheliegende und immer wieder auftauchende Idee verkörpert. Hauptmängel sind enger Regelbereich und unvollkommene Mischung von Brennstoff und Luft.

Die meisten Speiser benutzen als Zuteilorgan eine Trommel oder eine Schnecke. Bei dem in Abb. 114 gezeigten Trommelspeiser von Edison wird der Staub von Aussparungen der sich langsam drehenden Trommeln aufgenommen und nach einer halben Umdrehung an den Brenner weitergegeben. Der Apparat läßt auch größere Druckunterschiede zwischen Fülltrichter und Brenner zu und eignet sich daher für Hochdruckbrenner an Zementdrehöfen oder Hochöfen. Bei nicht ganz trockenem Staub besteht jedoch die Gefahr, daß sich die Aussparungen nur unvollkommen entleeren. Diese Schwäche wird bei dem in Abb. 115

dargestellten Speiser dadurch vermieden, daß die Aussparungen als Nuten ausgebildet sind, welche in ihrer untersten Stellung vom Förderwindstrom der Länge nach bestrichen und sauber gehalten werden. Die Trommel ist gegen das Gehäuse durch Labyrinthpackungen abgedichtet; werden diese undicht, so kann wegen des Überdruckes des Windstromes trotzdem kein Staub in die Brennerleitung durchsickern.

Schneckenspeiser haben bisher die größte Verbreitung gefunden. Um zu vermeiden, daß der Brennstoff zwischen Schneckengang und Rohrwand hindurchsickert und das oben erwähnte „Schießen“ verursacht, muß das über den Fülltrichter hinausragende Ende der Schnecke genügend lang und gut eingepaßt sein. Wenn andererseits backender Staub über die Schnecke stehen bleibt, so kann man sich damit helfen, daß man in dem unter dem Bunker befindlichen Teil der Schnecke



Abb. 116. Speiserschnecke der Abb. 121.

auf die Gänge eine Anzahl von jeweils 120° gegeneinander versetzter Schrauben oder Stiften aufsetzt, welche in den backenden Staub wie Fräser eingreifen. Voraussetzung ist hierbei allerdings, daß sich das Schneckengehäuse unter dem Bunkertrichter wie bei Abb. 118 bis 120 ausweitet. Bei feuchtem Staub wird die Speisemenge kleiner und unregelmäßig. Ferner nimmt der Verschleiß der Schnecke stark zu. Damit sich die Schnecke nicht festklemmt oder „frißt“, vertiefen sich bei manchen Ausführungen die Gänge nach dem Austragende zu, so daß eine allmähliche Auflockerung des aus dem Fülltrichter entnommenen Staubes eintritt (Abb. 116). Der in Abb. 117 gezeigte Speiser hat gußeiserne Schneckengänge, die in mehreren Stücken auf die Vierkant-Schneckenwelle aufgesetzt werden. Man kann daher den unter der Zulauföffnung liegenden Teil, der am schnellsten verschleißt, erneuern, ohne die ganze Schnecke ersetzen zu müssen. Die Hersteller geben folgende Daten an:

Zahlentafel 22.

Außendurchmesser der Schnecke mm	Abstand hinter Einlauf bis Mitte Fallrohr m	Leistung bei $n = 100$ in kg/h
50	0,6	40
75	0,9	120
100	1,2	280
125	1,2	450
150	1,5	700

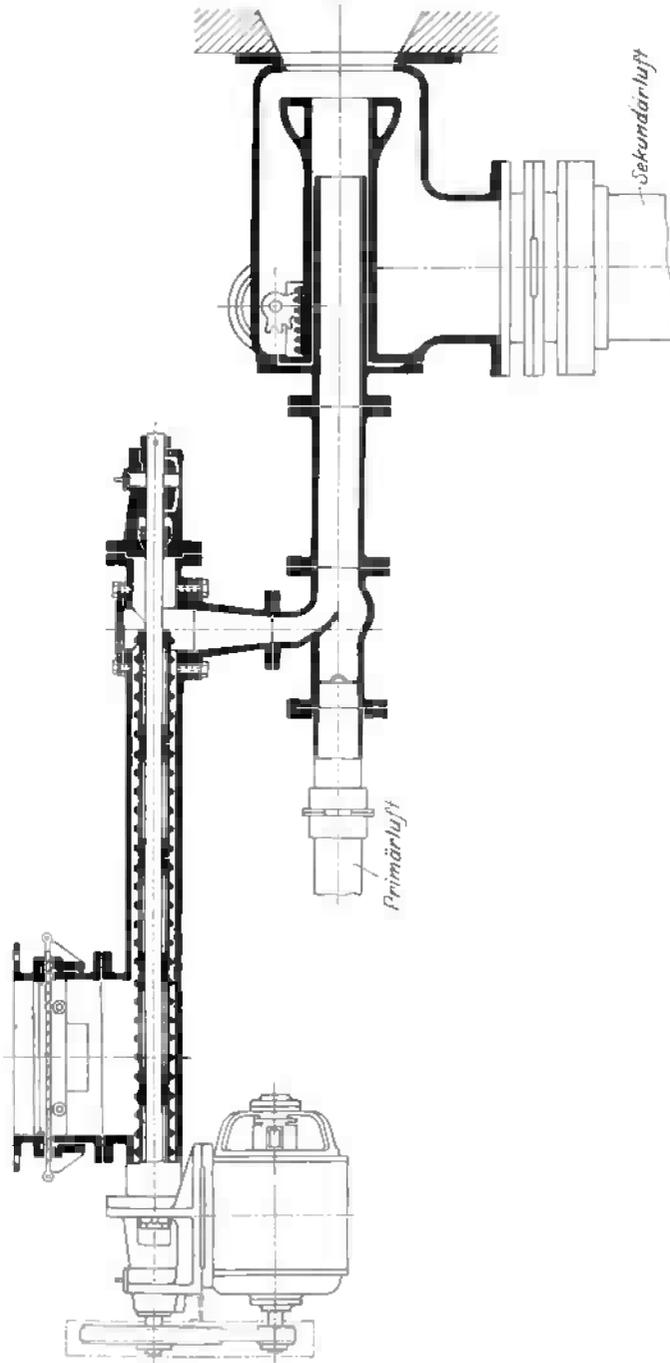


Abb. 117. Speiser mit gusseisernen Schneckenkammern und Brenner mit regelbarer Sekundärluftmenge und Flammenlänge (Füller-Leigh Co.).

Bei niedrigen Tourenzahlen wird die Speisung leicht stoßweise, vor allem, wenn die Schnecke in unmittelbarer Nähe des Brenners liegt. In diesem Falle und bei großem Regelbereich verwenden daher manche Firmen Doppelschnecken, bei denen die Gänge um 180° gegeneinander versetzt sind (Abb. 118).

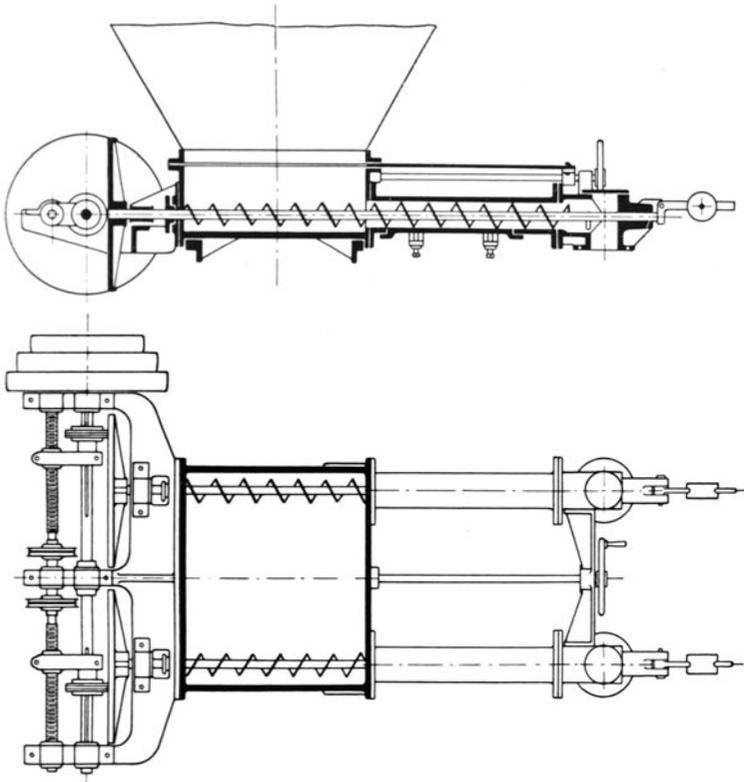


Abb. 118. Doppel-Schneckenspeiser mit Reibradantrieb (Klökner Werke AG., Abt. Mannstaedt-Werke in Troisdorf). M. $\sim 1 : 35$.

Die Mischung des Staubes mit der Luft, die in der Regel nur 10–20 vH der zur Verbrennung nötigen Menge ausmacht, erfolgt meist am Ende der Schnecke. Durch ringförmige Schlitzte, aus denen entweder der Staub (Abb. 119) oder die Luft (Abb. 120) in den Mischraum austreten sowie durch Flügelräder (Abb. 119 und 120) oder durch einen mit strahlförmigen Rippen versehenen Verteiler (Abb. 121) wird für möglichst gute Mischung gesorgt. Die Strömungsgeschwindigkeit soll 10 m/sek nicht unterschreiten, damit der Staub in der Schwebelage bleibt.

Die Verbindungsleitung zwischen Speiser und Brenner ist so zu führen, daß längere wagerechte Strecken, in denen sich Staub ansetzen

könnte, vermieden werden. Ferner wähle man allmähliche Übergänge mit großen Krümmungshalbmessern, um sich vor Entmischung und vorzeitigem Verschleiß zu schützen.

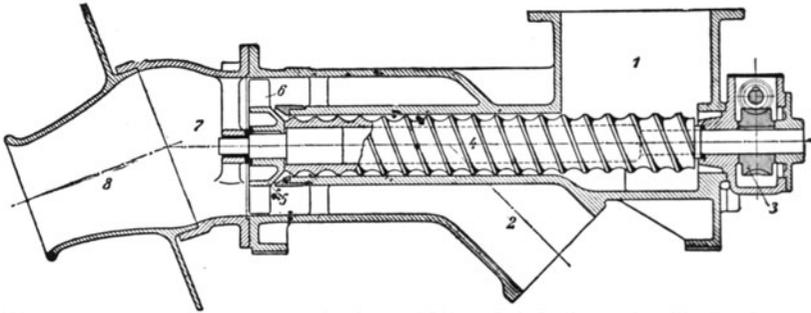


Abb. 119. AEG-Schneckenspeiser. 1 Bunkeranschluß, 2 Lufteintritt, 3 Antrieb der Schnecke, 4 Schnecke, 5 Mischkegel, 6 Flügelrad, 7 und 8 Brennermaul.

Für den Kraftbedarf der Trommel- oder Schneckenspeiser lassen sich keine festen Anhaltzahlen geben; je stärker der Antriebsmotor ist, desto geringer ist die Gefahr, daß sich die Schnecke festklemmt. Im allgemeinen kommt man bei maximalen Durchsatzmengen von weniger

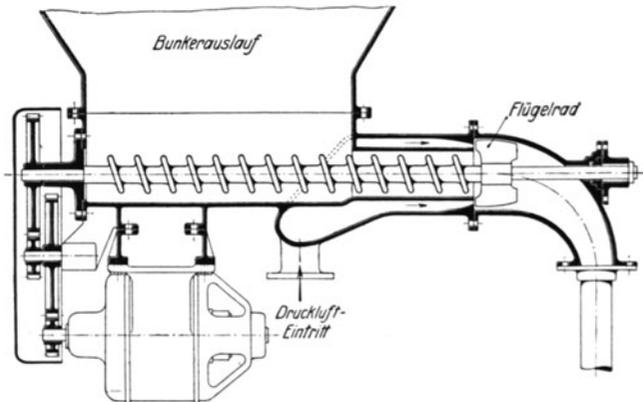


Abb. 120. Lopulco-Schneckenspeiser.

als 400 kg/h mit einem $\frac{1}{2}$ PS-Motor aus. Da sich der Kraftbedarf mit der Tourenzahl nur wenig ändert, so kann man bei Schnecken mit 1000 bis 1400 kg/h Durchsatz $\frac{1}{2}$ PS je Schnecke annehmen; hinzu kommt noch bei Gruppenantrieb $\frac{1}{2}$ PS für das gemeinsame Vorgelege und mit Rücksicht auf genügende Sicherheit gegen Festklemmen bei feuchtem Staub ein weiterer Zuschlag von $\frac{1}{2}$ bis 1 PS. Für drei Schnecken ist daher ein Motor von $3 \cdot \frac{1}{2} + \frac{1}{2} + \frac{1}{2} = 2,5$ PS zu wählen. Bei größeren

Kesselanlagen kann man einen Kraftbedarf von 0,35—0,6 kWh/t Staub annehmen¹⁾.

Zur rohen Einstellung der Staubmenge und zur Abtrennung des

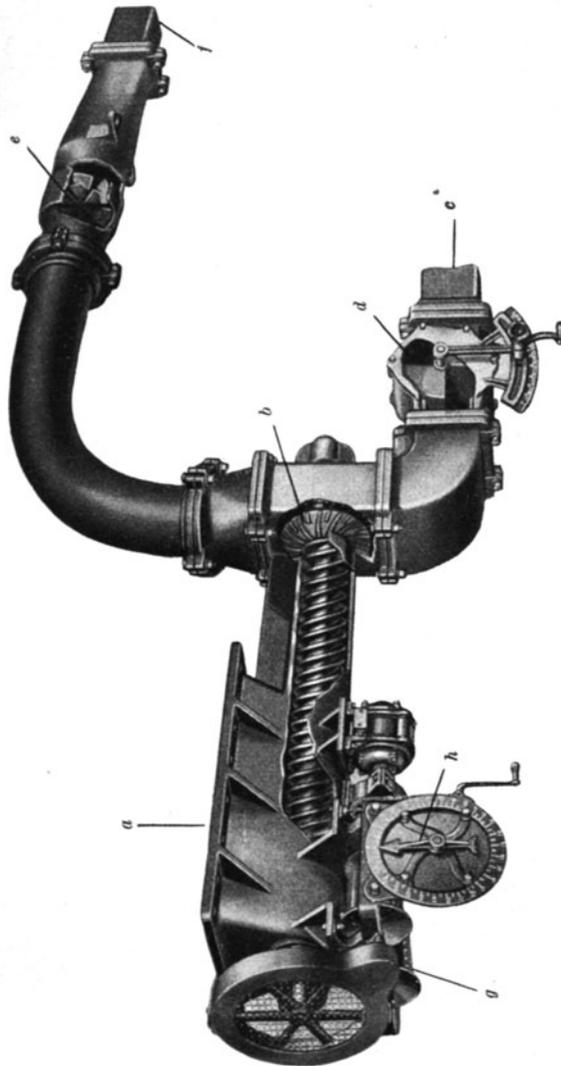


Abb. 121. Schneckenfeiser und Brenner der Grindle Fuel Equipment Co. *a* Einlaufrichter, *b* Verteiler, *c* Lufteinlaß, *d* Drosselklappe, *e* Mischer-Flügelrad, *f* Brenner, *g* Umlaufregler, *h* Staubmengenanzeiger.

Speisers vom Bunker im Falle von Ausbesserungen dient der in Abb. 117 gezeigte Schieber. Die eigentliche Regelung der Staubmenge erfolgt

¹⁾ National Electric Light Association. Pulverized Fuel, New York, August 1927, S. 19.

durch Veränderung der Schneckenumdrehungen. Die Staubmenge nimmt innerhalb eines Bereiches von 60–200 Umdrehungen je Minute mit diesen proportional zu, solange der Staub trocken ist. Zur Änderung der Umdrehungen kann ein regelbarer Nebenschlußmotor oder ein Wechselgetriebe nach Abb. 120 dienen; diese Anordnung ist kompakt, aber nicht ganz billig; sie wird bei amerikanischen Kesselfeuerungen häufig benutzt.

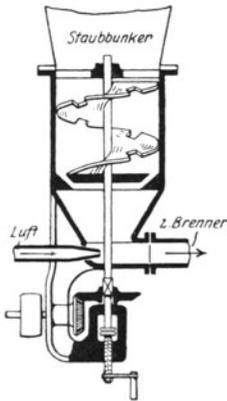


Abb. 122. Fuller S-H-Speiser mit Rührwerk¹⁾.

Bei kleineren Speisern ist die Regelung mittels Reibungsgetriebes nach Abb. 118 gebräuchlicher. Die Reibscheibe wird durch ein am Austragende der Schnecke angebrachtes Gewicht gegen das in Richtung seiner Achse verschiebbare Antriebsrad gedrückt. Beim Speiser der Abb. 121 werden die Umdrehungen der Schnecke durch den bekannten, von Polysius hergestellten Umlaufregler mit zwei Konusscheibenpaaren und keilförmigem Gurt geändert. Bei vielen und vor allem kleinen Brennern genügen zwei oder

drei Regelstufen. In solchen Fällen ist ein in Öl laufendes, gut gekapseltes Vorgelege am meisten zu empfehlen.

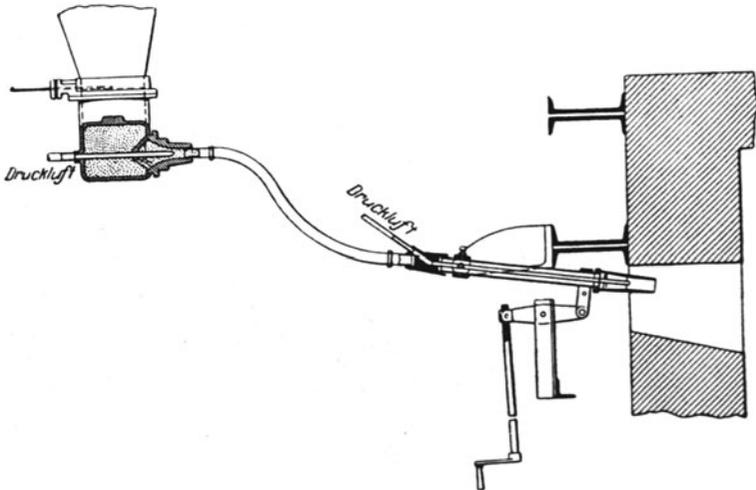


Abb. 123. Syphonspeiser und Hochdruckbrenner für Industrieöfen.

Andere Mittel zur Regelung der Staubmenge, wie z. B. ausschwingbare Backen, die das Auslaufende der Schnecke umgeben, oder Rück-

¹⁾ Bleibtreu: Mitteilung 74 der Wärmestelle des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.

führschnecken, welche den vom Brenner nicht abgenommenen Staubbetrag zum Einlauftrichter zurückschrauben, haben sich nicht einbürgern können.

Für kleinere Staubmengen verdient der in Abb. 122 gezeigte Apparat, der allerdings kaum noch als Schneckenspeiser aufzufassen ist, Beachtung; die senkrechte Schnecke versucht den Staub von unten nach oben zu schrauben

und hat lediglich den Zweck, das Fördergut aufzulockern. Dieses fällt durch die an den Schneckengängen befindlichen Aussparungen in den Mischraum, wo es von der Luft ergriffen und zum Brenner geblasen wird. Die Mengenregelung erfolgt in einfachster Weise dadurch, daß der auf der Schneckenachse befindliche Teller mittels eines kleinen Handrades gehoben oder gesenkt wird. Dieser Speiser hat sich dort, wo an die Regelgenauigkeit keine zu großen Ansprüche gestellt werden, gut bewährt; er gestattet die Mengenregelung bei konstanter Umdrehungszahl und eignet sich daher für Gruppenantrieb einer Anzahl mittelgroßer oder kleinerer Feuerungen, von denen jede eine unabhängige Regelung erfordert.

Tellerspeiser, von denen Abb. 143 eine Sonderbauart darstellt, haben keine nennenswerte Verbreitung gefunden; man trifft sie bei englischen und französischen Anlagen zuweilen an.

Bei dem sog. Syphonspeiser der Abb. 123 wird der Staub durch die Injektorwirkung eines Preßluftstrahles erfaßt und in den Brenner geblasen. Derartige Speiser sind vor allem bei langen Flammen versucht worden, ohne praktische Bedeutung erlangt zu haben. Haupt-

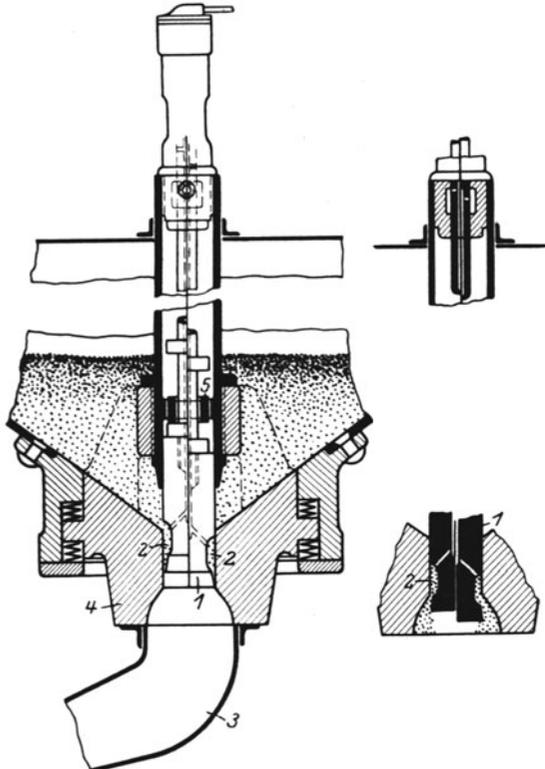


Abb. 124. Schüttelspeiser mit Preßluftantrieb nach Bleibtreu.

mängel sind geringe Regelbarkeit und zu große Abhängigkeit vom jeweiligen Zustand des Staubes.

Bei dem Schüttelspeiser der Abb. 124 liegt das Bestreben zugrunde, auch bei geringen Durchsatzmengen, wie sie z. B. bei Kleinöfen vorliegen, die Vorzüge der Schneckenpeisung, nämlich die zwangsläufige, gut beherrschbare Staubentnahme mit dem Vorteil des Syphon-speisers, nämlich seinem geringen Platzbedarf, zu vereinigen. Der Speiser wirkt, soweit die Entnahme des Staubes aus dem Bunker in Frage kommt, mechanisch, und für den Transport zum Brenner pneumatisch. Durch schnell aufeinanderfolgende Stoß- oder Schüttelbewegungen des in 4 verschiedenen Stellungen dargestellten Kolbens 1 wird der Staub in bestimmten, der Aussparung 2 entsprechenden Mengen dem Bunker entnommen (linke Hälfte der Ansicht), alsdann von diesem getrennt (rechte Hälfte der Ansicht) und schließlich mittels eines Preßluftstrahls in die Brennerleitung 3 ausgeblasen (linke und rechte Hälfte des Schnittes). Die Pulsation des Staubluftgemisches beschleunigt, wie auf S. 54 betont wurde, die Verbrennung und ist daher erwünscht. Um die Füllung der Aussparung 2 auch bei backendem Brennstoff sicherzustellen, ist die Austrittsdüse 4 gegen den Bunker federnd aufgehängt und mit einem Anschlag 5 versehen, welcher den Kolbenhub nach oben und unten begrenzt. Auf diese Weise wird der Düse bei jedem Hub ein Stoß versetzt, der zur Lockerung des Staubes beiträgt. Der Kolben kann von einem Preßluftzylinder, wie er bei Niethämmern verwendet wird, bewegt oder auch von einer Nockenwelle angetrieben werden. Im ersten Falle dient die abgearbeitete Luft zum Weitertransport des Staubes zum Brenner. Durch Anordnung eines Satzes derartiger Speiser kann die Regelbarkeit der Speisemenge beliebig gesteigert werden, während die Raumausnutzung wegen der vielen kleinen Trichter besser als bei Schneckenentleerung ist. Dies kann z. B. bei Lokomotivtendern von Vorteil sein. Die Regelung je Speiser erfolgt je nach der Antriebsart durch Druckänderung vor den Preßluftzylindern oder durch Drehzahländerung der Nockenwelle. Längere Erfahrungen liegen mit Schüttelspeisern noch nicht vor. Jedenfalls verkörpern sie aber ein aussichtsreiches, bisher zu wenig beachtetes Speiserprinzip.

2. Die Brenner haben die Aufgabe, Kohlenstaub und Luft innig miteinander zu vermischen und mit einer dem Zweck der Feuerung entsprechenden Geschwindigkeit und Richtung in den Brennraum einzuführen. Die durch den Brenner hindurchgehende Luft, die sog. Primärluft beträgt je nach Art des Brennstoffes und des Zweckes, dem die Feuerung dient, 20–100 vH der gesamten Verbrennungsluftmenge. Im Gegensatz dazu wird unter Sekundärluft diejenige Luft verstanden,

die durch besondere Öffnungen oder Düsen im Laufe des Flammenstromes zugesetzt wird.

Die Primärluft kann im Brenner selber mit dem Kohlenstaub gemischt werden. Die Mischung kann aber, wie bereits erwähnt wurde, auch schon teilweise im Speiser stattfinden. Bei manchen Brennern tritt ferner ein Teil der Primärluft als sog. Zusatzluft auf; diese geht zwar auch durch den Brenner, vermischt sich aber mit dem Staub im wesentlichen erst im Brennraum.

Der Primärluftdruck liegt je nach Bauweise und Austrittsgeschwindigkeit des Gemisches zwischen 10 und 350 mm W. S. Bei den sog. Hochdruckbrennern wird ein Teil der Sekundärluft auch als Preßluft eingeführt.

Übliche Mündungsgeschwindigkeiten (auch Brennergeschwindigkeiten genannt) sind bei wagerechten und schräg liegenden Brennern 15—20 m/sek; bei senkrecht oder steil nach unten gerichteten Brennern findet man häufig höhere Geschwindigkeiten, nämlich 30—45 m/sek, damit die Flamme gegen den Auftrieb nach unten gedrückt und die Brennraumdecke vor Flammenangriff geschützt wird. Damit bleibt man hinreichend weit über den mit 3—5 m/sek anzunehmenden Rückzündgeschwindigkeiten. Die Mündungsgeschwindigkeiten über die obigen Zahlen hinaus zu steigern, ist im allgemeinen nicht ratsam, weil der Kraftbedarf des Primärluftventilators zwecklos erhöht und die Flamme verlängert würde. Erhöht man allerdings die Austrittsgeschwindigkeit durch Verengung des Brennermundes, so können Durchwirbelung und Turbulenz derartig zu — und damit die Brennzeit so stark abnehmen, daß die Flammenlänge nicht zu-, sondern abnimmt. Dies gilt jedoch nur von Brennern mit langem, schmalen, also schlitzenartigem Mund. Der hierbei erzeugte Flammenstrahl wird wegen seiner großen Oberfläche schnell abgebremst, und seine Strömungsenergie in erwünschter Weise in turbulente Wirbel umgesetzt. Die Amerikaner sind daher in einigen Fällen neuerdings sowohl bei wagerechten wie senkrechten Flachbrennern in Dampfkesseln zu Austrittsgeschwindigkeiten bis zu 75 m/sek übergegangen und haben damit die Flammenlänge in der Tat verkürzen können. Eine einfache Beziehung zwischen Austrittsgeschwindigkeit und Flammenlänge gibt es also nicht.

Besondere Beachtung erfordert bei der Ausbildung des Brenners der Mischvorgang. Bekanntlich werden die Brennräume von Dampfkesseln immer mehr mit Kühlflächen belegt. Damit muß aber gleichzeitig, wie auf S. 49f. gezeigt wurde, eine Erhöhung der Brenngeschwindigkeit Q_e und der Feuerraumbelastung B_{\max} oder, was dasselbe ist, eine Verkürzung der Brennzeit Hand in Hand gehen. Das gleiche ist ferner mit Rücksicht auf ein möglichst kleines Brennraumvolumen bei Lokomotiv- und Schiffskesselfeuerungen zu

fordern. Schließlich sind große Werte für Q_e auch zu erstreben, um mit geringeren Mahlfineinheiten auskommen zu können. Wie weiter auf S. 53 gezeigt wurde, ist aber eines der wichtigsten Mittel zur Erhöhung der Brenngeschwindigkeit die Turbulenz. Diese ist vor allem bei den älteren Brennerkonstruktionen gar nicht oder nicht hinreichend berücksichtigt worden. Es genügt nicht etwa, daß im Brenner selber eine innige Durchmischung von Kohlenstaub und Luft erreicht wird und im Laufe der Flamme aufrecht erhalten bleibt. Es ist vielmehr eine dauernde Relativbewegung zwischen Luft und Staubteilchen zu erstreben. Die Mischung ist also nicht wie beim nor-

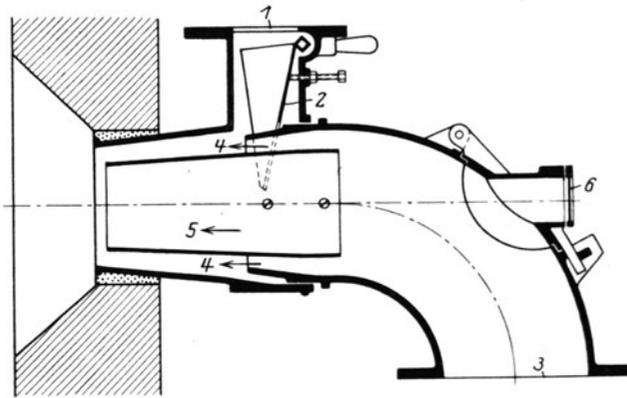


Abb. 125. Älterer amerikanischer Brenner für Industrieöfen. 1 Kohlenstaubeinlaß, 2 Regelklappe, 3 Lufteinlaß, 4 Luft für Vormischung, 5 Luftkern (durchstößt das bei 4 erzeugte Vormischung), 6 Schon- und Reinigungsklappe.

malen Gasbrenner nur als ein bereits im Brenner erreichter Zustand, sondern auch als ein auf den Flammenlauf ausgedehnter Vorgang aufzufassen. Er zerfällt demnach in zwei Teile:

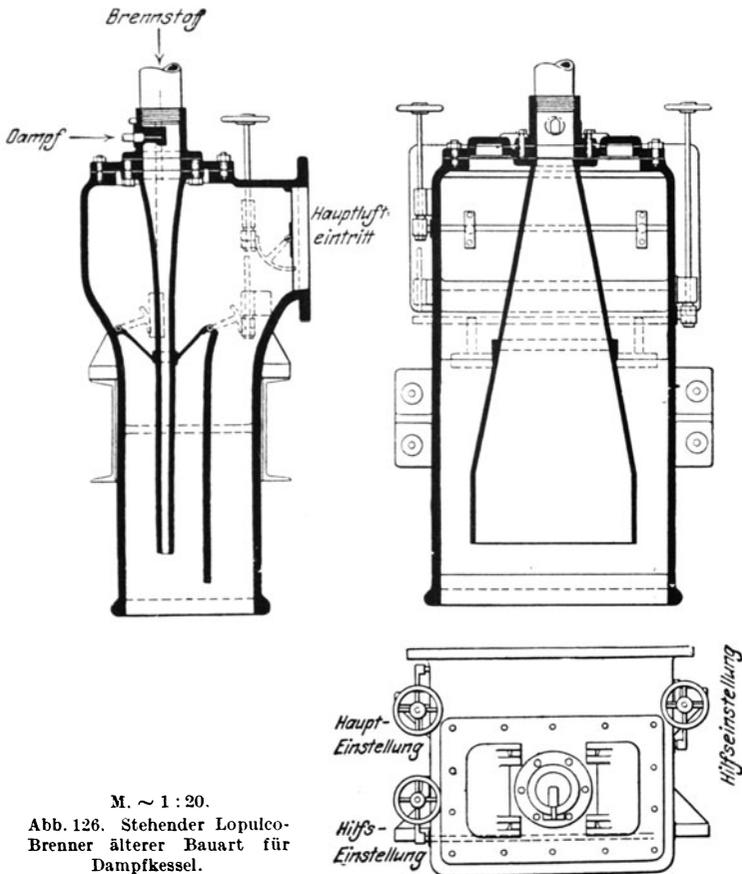
1. in die Herstellung eines guten Gemisches im Brenner selber und

2. in die Erzeugung neuer progressiver Mischvorgänge im Laufe der Flamme durch turbulente Strömungen.

Die erste Aufgabe, die Herstellung eines guten Gemisches im Brenner selber, ist mit verhältnismäßig einfachen Mitteln zu lösen: umfangreiche Apparate, die wie bei manchen Gasfeuerungen schon vor dem Brenner eine intensive Durchmischung bewerkstelligen sollen, sind zu verwerfen¹⁾. Es ist nämlich zu beachten, daß ein Kohlenstaub-

¹⁾ Einen derartigen Apparat amerikanischer Herkunft beschreibt Münzinger in seiner Arbeit „Kohlenstaubfeuerung für ortsfeste Dampfkessel“, S. 45. Berlin: Julius Springer 1921.

Luftgemisch nicht wie ein Gasluftgemisch, nachdem es einmal hergestellt ist, erhalten bleibt, sondern durch Richtungswechsel und Geschwindigkeitsverringerungen leicht wieder entmischt wird. Ebenso falsch wäre es aber auch, für die Mischung eine zu geringe Strecke zur Verfügung



M. $\sim 1 : 20$.
Abb. 126. Stehender Lopulco-
Brenner älterer Bauart für
Dampfkessel.

stellen zu wollen; dieser Fehler ist bei älteren Brennern häufig gemacht worden (Abb. 125). Dagegen ist bei dem Brenner nach Abb. 117 durch ein Zwischenstück zwischen Speiser und Brenner für hinreichende Mischung gesorgt worden; das gleiche gilt für Brenner nach Abb. 126 und 127, sowie überall dort, wo unmittelbar hinter dem Speiser ein Teil der Primärluft zugesetzt wird und zwischen Speiser und Brenner eine hinreichend lange Fallstrecke vorliegt. Die Mischung kann ferner durch ein kleines Flügelrad (Abb. 119) oder durch zwischen Leitflächen zugeführte Luft (Abb. 132) verbessert werden. Dagegen sind Brenner

verfehlt, bei denen das Gemisch mit großem Ventilatorkraftaufwand vor der Zündung durchwühlt oder starken Richtungswechseln ausgesetzt wird. Diese Brenner werden von ihren Herstellern zuweilen fälschlich „Turbulenzbrenner“ genannt, obwohl bei ihnen die zweite Aufgabe des Brenners, nämlich die Erzeugung turbulenter Strömungen im Laufe der Flamme, nicht besser als bei den älteren Brennerarten erfüllt wird.

An der Brennermündung entstehen leicht Saugwirbel, die Entmischung verursachen (Abb. 110) und Strömungsenergie unnötig verzehren. Es empfiehlt sich daher, die Brennerquerschnitte nach der Mün-

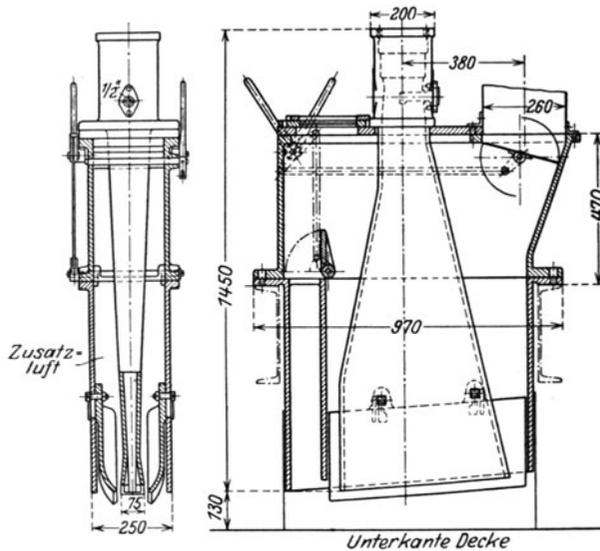


Abb. 127. Lopulco-Brenner neue Bauart.

dung zu düsen- oder trompetenartig auszuweiten, so daß sich das Gemisch möglichst wirbelfrei von den Wandungen lösen kann (Abb. 127 und 129). Ebenso muß in der Brenneröffnung der Brennkammer für allmählich wachsende Querschnitte mit gut gerundeten Übergangskanten gesorgt werden (Abb. 128 und 131). Gegen diese Regel wird noch häufig verstoßen.

Um die zweite Aufgabe, die Erzeugung turbulenter Strömungen im Flammenlauf zu erfüllen, bieten sich verschiedene Möglichkeiten. Man kann z. B. die Zusatzluft als Kern einführen und das umgebende Staubluftgemisch durchdringen lassen (Abb. 125, 130 und 132); auch kann umgekehrt die Zusatzluft von außen durch geeignete Ausbildung der Strömungsquerschnitte an das Staubluftgemisch gebracht werden (Abb. 129 und 131); bei Abb. 127 sind hierfür besondere Führungs-

leisten angeordnet. Sehr gebräuchlich ist ferner die Verwendung von flachen Brennermündungen; an den hierbei erzeugten, verhältnismäßig großen Berührungsflächen zwischen Staubluftegemisch und Um-

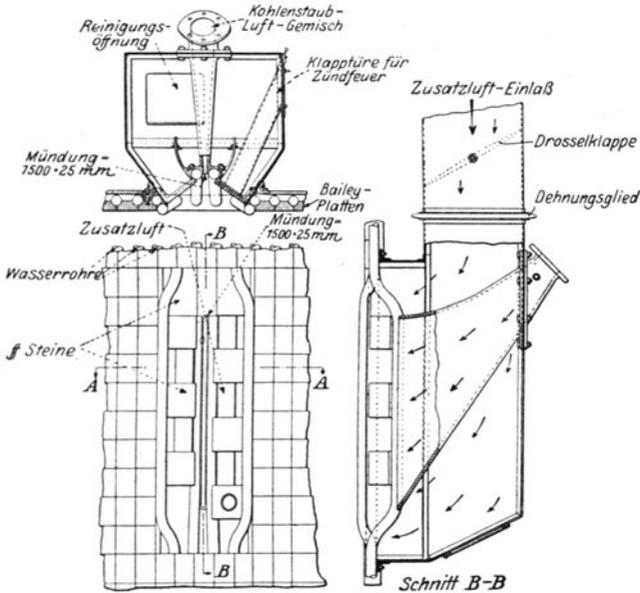


Abb. 128. Calumet-Dampfkesselbrenner der Fuller-Lehigh Co.

gebung bilden sich wegen der verschiedenen Strömungsgeschwindigkeiten turbulente Grenzschichten (Abb. 126). Diese üben gleichsam

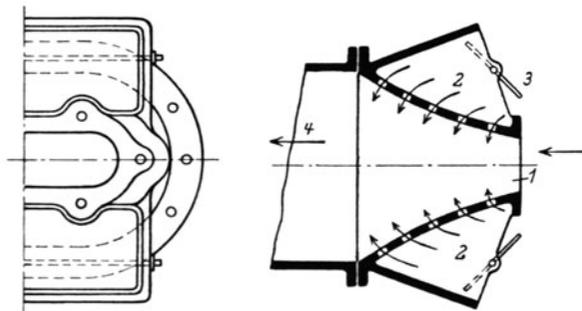


Abb. 129. Lokomotivbrenner der Fuller-Lehigh Co.
1 Kohlenstaubluftegemisch, 2 Zusatzluft, 3 Regelklappe, 4 Brennermund.

eine spänende oder schälende Wirkung aus, so daß immer wieder neue Teile des Gemisches mit der Luft in Berührung kommen. Diese Wirkung wird noch verstärkt, wenn die Zusatzluft die Flamme, wie

bei den Brennern der Abb. 127 und 128, in schmalen Strömen mit hoher Geschwindigkeit unter spitzem Winkel trifft. Die Turbulenz läßt sich noch erhöhen, indem man die Oberfläche durch abwechselnde Erweiterungen und Verengungen des Brennermundes vergrößert

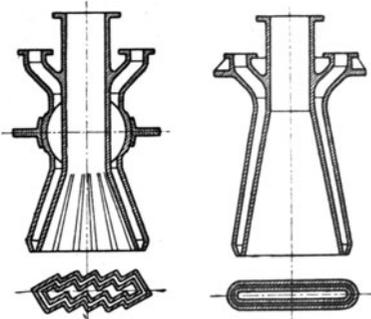


Abb. 130. Dampfkesselbrenner der Kohlenauswertung Barnag-Büttner-Meguin (Staub-Luftgemisch außen, Zusatzluft als Kern.)

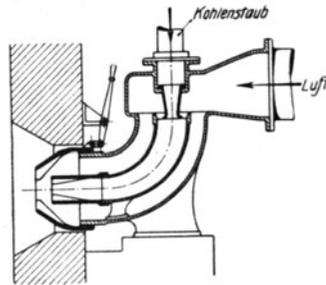


Abb. 131. Bergmann-Drallbrenner. Gemischkern und Zusatzluft haben gegenläufigen Drall.

(Abb. 130 links). Rundbrenner lassen sich zur Erhöhung turbulenter Strömungen auch als Drallbrenner ausbilden (Abb. 131 bis 133). Sie erfordern jedoch besondere Erfahrungen. Einerseits sollen sich die

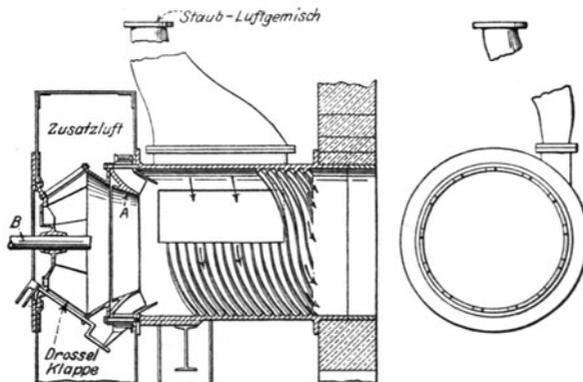


Abb. 132. Drallbrenner nach Peabody. *A* schraubenförmige Leitschaufeln für Zusatzluft, *B* Zündbrenner.

Staubteilchen, ihrer Zentrifugalkraft folgend, relativ zu den Flammengasen nach den Flammenoberflächen zu bewegen, um dort frischer Luft teilhaftig zu werden. Andererseits aber darf die Schleuderwirkung nicht so groß werden, daß eine Entmischung von Staub und Luft eintritt. Die Verhältnisse liegen also erheblich schwieriger als bei Gasbrennern, bei denen sich der Drall eingebürgert und bewährt hat. Die meisten bisher bekannt gewordenen Kohlenstaub-Drallbrenner haben

denn auch den Nachteil, daß sie stark streuen und die Feuerraumwänden durch Auswaschungen oder Ansätze angreifen. Übrigens hört die Drehbewegung, von Flammrohren abgesehen, bald hinter dem Brennermund auf. Bei Brennern mit kleinen Durchsatzmengen (Kleinbrennern) scheint der Wert des Dralls zweifelhaft zu sein.

Man sollte bei Betrachtung des Mischvorgangs den Blick nicht zu sehr an den einzelnen Brenner heften und die progressive Gemischbildung mehr als bisher durch geeignetes Zusammenwirken 1. mehrerer Brenner und 2. von Brennern und Sekundärluftöffnungen zu erstreben suchen.

1. Zunächst wäre die stufenweise Anordnung von Flammen (Abb. 16) zu nennen (Stufenbrenner): zwischen den einzelnen Flammen bilden sich turbulente Grenzschichten; außerdem bietet die Stufung die auf S. 55 erwähnten Vorteile. Ferner lassen sich durch paarweise gegenüberliegende Brenner (Abbildung 134a) sog. „Stoßflammen“ erzeugen, wenn die Flammen mit hohen Strömungsgeschwindigkeiten unter nicht zu stumpfen Winkel aufeinanderstoßen, und wenn ihr Treffpunkt nicht zu weit vom Brennermund entfernt ist. Bei der sog. „Brunnen- oder Tangentialanordnung (Abb. 134b) stoßen die senkrecht zueinander liegenden Brenner tangential auf den eigentlichen Flammenkern. Hierbei entstehen hohe Turbulenzgrade und damit hohe Verbrennungsgeschwindigkeiten. Diese Anordnung findet sich daher bei Dampfkesseln, deren Brennraumwände weitgehend mit Kühlflächen belegt sind. Dabei werden Brenner nach Abb. 128 verwendet.

Um eine straff geführte, mit Drall behaftete Flamme ohne die bei Drallbrennern erwähnte Streuung oder Ausbauschung zu erzeugen, könnte man auch einen Satz von Brennern verwenden, deren Achsen windschief zueinander angeordnet sind; sie können z. B. mit den Erzeugenden eines Hyperboloids zusam-

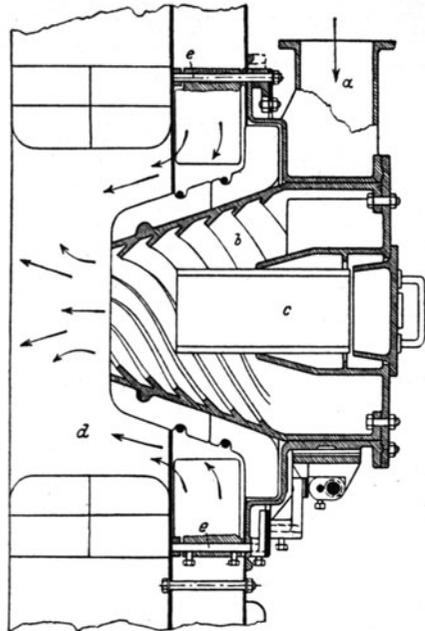


Abb. 133. Drallbrenner der International Combustion Co.¹⁾. a Kohlenstaublufzufuhr, b Drallrohr, c Rohr zum Anzünden, d Zusatzluft, e Drosselklappen zum Regeln.

¹⁾ Arch. Wärmewirtsch. 9 (1928), Nr. 4, S. 130.

menfallen¹⁾, Abb. 135. Es entsteht auf diese Weise eine Flamme mit mäßigem Drall und venturiartiger Gestalt, wobei sich zwischen den einzelnen Flammenströmen turbulente Grenzschichten mit der bei Flachbrennern erwähnten Schälwirkung bilden.

2. Wird die Sekundärluft durch den Unterdruck im Brennraum von außen angesaugt, so muß sie bei liegender Flamme in unmittelbarer Nähe des Brenners oder über ihm eintreten; die kalte Luft sinkt in der warmen Brennkammer nach unten; unter dem Brenner angebrachte Luftöffnungen sind daher verfehlt (Abb. 136a). Umgekehrt sind bei der sog. „Lopulco“-Anordnung im oberen Teil der Brennkammer angebrachte Sekundärluftöffnungen wegen des dort herrschenden geringen Druckunterschiedes gegenüber der Außenluft verfehlt (Abb. 136b); die oberen Öffnungen erfüllen ihren Zweck nur dann, wenn die Luft unter Überdruck eingeführt wird. Bei der „Lopulco“-Anordnung stehen Flachbrenner (Abb. 127) mit ihren Breitseiten nebeneinander. Ein wage-

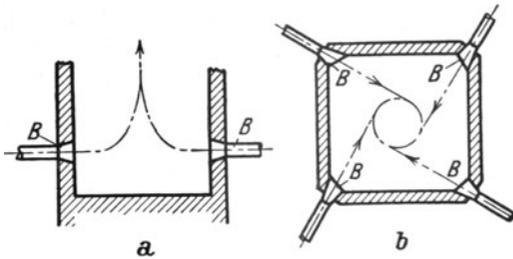


Abb. 134. Stoßflammen (a); Brunnen- oder Tangentialanordnung (b). B bedeutet „Brenner“.



Abb. 135. Satz von hyperboloidisch angeordneten Brennern.

rechter Schnitt, Abb. 137, zeigt, wie sich die Sekundärluft zwischen den Flammen einschleibt. Eine andre bewährte Anordnung mit ventilatorgeführter Sekundärluft zeigt Abb. 136c.

Man könnte auch die oben erwähnten hyperboloidartigen Flammensätze nach Abb. 138 so zueinander anordnen, daß sie sich zahnradartig gegeneinander drehen und dabei die Sekundärluft mehr oder weniger zwangsläufig aufnehmen.

Zum Anfahren aus dem kalten Zustand dienen Lockfeuer; häufig genügt auch eine ölgetränkte Lunte. Bei Dampfkesseln werden meistens besondere Öl- oder Gaszündbrenner verwendet. Ihre Flammen treffen den Kohlenstaubstrom am besten unter spitzem Winkel.

¹⁾ Ein Hyperboloid entsteht bekanntlich folgendermaßen: Man denke sich zwei gleichachsige, gleich große Ringe durch parallel zu der Achse laufende Fäden verbunden. Diese sind dann die Erzeugenden eines Kreiszyinders. Verdreht man die Ringe um einen beliebigen Winkel gegeneinander, so werden die Fäden die Erzeugenden eines Hyperboloids. Dies hat seinen Namen deshalb, weil ein Schnitt parallel zur Achse eine Hyperbel ergibt.

Die Luftvorwärmung kann bei der Primärluft 80° und bei hohen Mündungsgeschwindigkeiten bis zu 150° betragen, ohne daß Koksansätze im Brennermund zu befürchten wären. Die Sekundärluft kann unbedenklich auf 400° erwärmt werden.

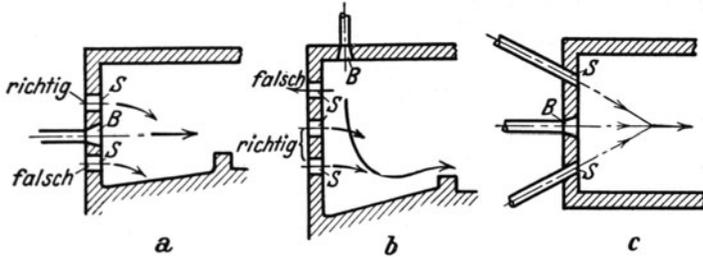


Abb. 136. Art der Sekundärluftzufuhr.
B bedeutet „Brenner“, *S* bedeutet „Sekundärluftzufuhr“.

Wassergekühlte Brenner finden sich heute fast nur noch bei Schmelzöfen. Kann der Brennerkörper von der Außenluft allseitig bestrichen werden, so ist auch bei Luftvorwärmung die Wasserkühlung entbehrlich.

Brenner, die wie bei gewissen Schmelzöfen abwechselnd ein- und abgeschaltet werden, sind entweder ausschwenkbar anzuordnen, oder durch einen feuerfesten Schieber während des Stillstandes vor der Ofenstrahlung zu schützen.

Die Unterhaltungskosten für Speiser und Brenner liegen zwischen 0,04 und 0,2 M/t Staub. Ein häufiger Wert ist 0,07 M/t.

Zusammenfassend ist festzustellen, daß die Entwicklung der Kohlenstaubbrenner noch nicht abgeschlossen ist. Ferner sind die Mittel zur Erzeugung hoher Turbulenzgrade noch nicht erschöpft; u. a. wäre die Eignung pulsierender Ströme zu prüfen, sei es, daß diese als Preßluft in der durch Abb. 124 gekennzeichneten Weise durch den Brenner gehen oder durch besondere

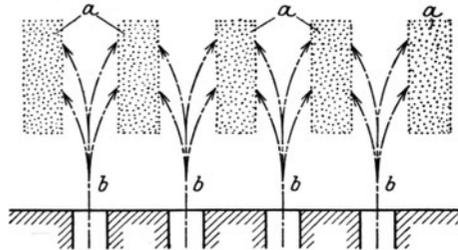


Abb. 137. Sekundärluftzufuhr der Lolupco-Feuerung.
a Querschnitt durch die Flamme, *b* Sekundärlufteinlaß in der Stirnwand der Brennkammer.

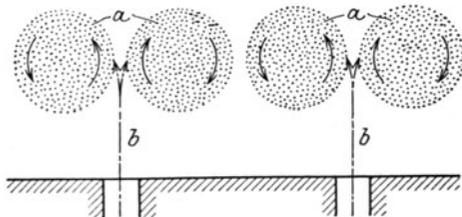


Abb. 138. Sekundärluftzufuhr bei Flammen mit Drall.
a Querschnitt durch die Flamme, *b* Sekundärlufteinlaß in der Stirnwand der Brennkammer.

Düsen der Flamme beigemischt werden. Ferner ist zu prüfen, ob und inwieweit die auf S. 54 bereits erwähnte Erzeugung von Pulsationen durch elektrische Wechselfelder ein brauchbares Mittel zur Erhöhung der Turbulenz ist und welche konstruktiven Mittel sich hierfür bieten. Schließlich ist noch zu klären, welche Einflüsse für die bei Industrieöfen oft recht lästige Klumpenbildung oder Agglomerierung der Schlacke in der Flamme maßgebend sind. Es scheint, daß hierbei eine Art Schneeballwirkung vorliegt, bei der sich die flüssigen Schlackenteilchen zu immer größeren Tropfen vereinigen, und daß diese Schneeballwirkung vor allem bei umbiegenden Flammen sowie bei Brennern mit schlechter Mischung und niedrigen Strömungsgeschwindigkeiten vorwiegen.

Bei der Wahl des Brenners ist folgendes zu beachten: Brenner und Brennraum müssen miteinander in Einklang gebracht werden. Brenner mit langen schmalen Flammen passen z. B. nicht zu kurzen breiten Brennräumen. Man verwende nur Brenner, deren Wirkungsweise man bereits in ähnlichen Anlagen genau beobachten konnte. Ein Brenner kann in Kammern mit massiven oder luftgekühlten Wänden zufriedenstellend arbeiten, bei wassergekühlten Wänden dagegen vollkommen versagen. Man sollte ferner die von manchen Brennerherstellern angepriesenen Neuheiten, deren Wirkung häufig noch nicht ausprobiert worden ist, nicht überschätzen, auch wenn sie noch so einleuchtend sein mögen. Solange der Brennerbau noch so stark wie heute im Fluß ist, ist mittleren und kleinen Verbrauchern von noch nicht erprobten Bauarten abzuraten. Man erspart sich auf diese Weise Geld und Ärger.

3. Herd und Entschlackungsvorrichtungen. Industrieöfen. Bei Öfen mit Schweiß- und Schmelzhitze wird die auf dem Brennraumherd angesammelte Schlacke meistens flüssig abgezogen. Damit sich die Schlacke nicht staut und beim Erkalten des Ofens einfriert, ist der Herd mit hinreichendem Gefälle und einer von außen zu bestreichenden Ablaufrinne zu versehen. Meistens werden seitliche, offene, den Schweißschlackenlöchern nachgebildete Abzüge verwendet. Damit die Schlacke nicht erstarrt, soll sich der Abzug nach außen hin trichterförmig verjüngen, so daß er einerseits der Brennraumstrahlung ausgesetzt ist, andererseits aber möglichst wenig nach außen abstrahlen kann. Die äußere gußeiserne Schnauze muß entweder mit ff. Masse gefüttert werden oder möglichst kurz sein. Bei besonders zähflüssigen Schlacken sind Stichlöcher offenen Abzügen vorzuziehen.

Bei Öfen mit Glühhitze sowie bei neueren Stoß- und Rollöfen fällt die Schlacke trocken an und läßt sich während der Betriebspausen täglich oder wöchentlich von Hand auskratzen.

In einigen Fällen finden sich auch Knüppelroste, die mit Schlacke oder einer Sandschicht überdeckt werden (Abb. 161). Nach einiger

Zeit werden die Knüppel herausgezogen; dabei fällt die Kohlenschlacke in den unter den Knüppeln befindlichen Sumpf; aus diesem wird sie dann herausgekratzt.

Dampfkessel. Einzelheiten sind S. 369 zu entnehmen.

d) Abhitzeverwertung.

1. Regenerativkammern sind bei Öfen mit Schweißhitze wegen der hohen Flammentemperaturen der Kohlenstaubflamme entbehrlich und kommen auch bei Schmelzhitze nur bei Siemens-Martin-Öfen in Frage. Wird daher z. B. ein Stoßofen von Regenerativgas- auf Kohlenstaubfeuerung umgestellt, so kann die Abhitze zur Dampferzeugung herangezogen werden. Die Regenerativ-Kohlenstaubfeuerung ist wegen der Verschlackung der Gitter noch sehr verbesserungsbedürftig¹⁾.

2. Rekuperatoren für Öfen mit Schweiß- und Glühhitze werden bei Übergang zu Kohlenstaubbetrieb ebenfalls entbehrlich. Dabei braucht der Wärmebedarf je Tonne Ausbringen gegenüber Generatorgas oder Halbgas nicht unbedingt zu steigen²⁾, während gleichzeitig der Ofen einfacher und billiger wird. Trotzdem kann sich die Luftvorwärmung auch bei Kohlenstaub empfehlen. Von den verbreiteten steinernen Rekuperatoren ist jedoch abzuraten; sie werden bei allen Feuerungsarten auf die Dauer undicht, selbst wenn sie aus Formsteinen aufgebaut werden; zudem würde ihre Reinigung bei Kohlenstaub schwierig sein. Dagegen sind eiserne Lufterhitzer, die sich vor allem in Amerika bei gasgefeuerten Öfen einbürgern, zu erwägen.

3. Eiserne Lufterhitzer. Bei Verwendung legierter, meist Nickel oder Chrom enthaltender Stähle darf der Lufterhitzer Abgasen von 1000—1200° im Dauerbetrieb ausgesetzt werden. Man unterscheidet Lufterhitzer, die ihrem Wesen nach den Rekuperatoren oder den Regeneratoren nahestehen. Die zuerst genannten zerfallen wiederum in Platten- (Abb. 139 u. 141) und Röhren- (Abb. 140) Apparate. In beiden Fällen werden wegen der geringen Schichtdicken und großen Strömungsgeschwindigkeit von Luft und Abgas, sowie wegen der dünnen Wände hohe Wärmedurchgangszahlen erreicht. Die je m² Strömungsquerschnitt und h durchgesetzte Abgasmenge beträgt bis zu 25000—30000 kg/m²·h. Die hohe Strömungsgeschwindigkeit schützt ferner die Wände vor Staubansätzen. Der Wärmedurchgangskoeffizient liegt bei den meisten Ausführungen zwischen $k = 2,5$ und 15 kcal/m²·h·1° C, wobei als Temperaturunterschied die Differenz der mittleren Rauchgas- und mittleren Lufttemperatur einzusetzen ist. Der untere Wert von 2,5 gilt nur für geringe Temperaturunterschiede und niedrige Geschwindigkeiten. Bei einer anfänglichen Rauchgas-

¹⁾ Siehe S. 256.

²⁾ Siehe S. 283.

temperatur von 1150° und einer Luftvorwärmung auf 650° kann bei neuzeitlichen guten Ausführungen ein Wert von $k = 25$ eingesetzt werden. Infolge des vorzüglichen Wärmeübergangs ist die Temperaturspanne zwischen den eintretenden Rauchgasen und der austretenden Luft erheblich geringer als bei Steinrekuperatoren. Für eine Luftvorwärmung auf 1000° genügt z. B. eine Eintrittstemperatur der Rauchgase von 1150° . Ihrem Wesen nach sind sämtliche den Rekuperatoren nahestehenden Lufterhitzer Gegenstrom-Luftvorwärmer, wobei die Luft allerdings häufig einen Zickzackweg zurücklegt, so daß man bis zu einem gewissen Rechte auch von Querstromvorwärmern sprechen kann.

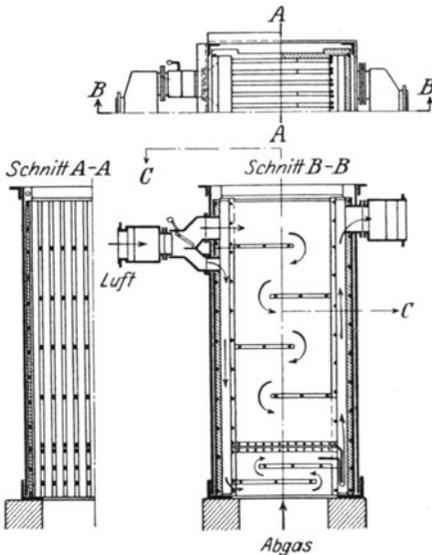


Abb. 139. Platten-Lufterhitzer der Mantle Engineering Co., Pittsburg, Pa.

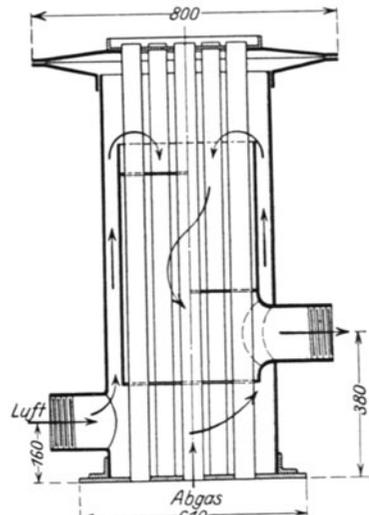


Abb. 140. Röhren-Lufterhitzer der Calorizing Co., Pittsburg, Pa.

Damit die Bleche an der heißesten Stelle, also beim Eintritt der Rauchgase, keinen unzulässig hohen Temperaturen ausgesetzt werden, führt man bei manchen Ausführungen einen Teil oder die ganze eintretende Kaltluft zunächst an die heißesten Teile, um diese wirksam zu kühlen; die so bereits vorgewärmte Luft streicht dann im Gleichstrom als äußerer Mantel nach oben, um dann im Gegenstrom zu den Rauchgasen auf die endgültige Temperatur gebracht zu werden (Abb. 139). Der Luftmantel dient in erwünschter Weise gleichzeitig als Wärmeschutz nach außen, macht die Einmauerung überflüssig und trägt damit wesentlich zur Handlichkeit der gesamten Einheit bei. Für hinreichende Dehnungsmöglichkeit läßt sich bei Platten dadurch sorgen, daß die Flächen etwas gewellt ausgeführt werden oder von Anfang an eine geringe Durch-

biegung erhalten, oder indem man gefaltete Blechverbindungen verwendet, deren Steifheit gering ist; zu beachten ist, daß sämtliche Schweißverbindungen von verhältnismäßig kalten Gasen bespült werden und deshalb gegen mechanische Beanspruchungen widerstandsfähig sind (Abb. 139). Bei Röhren-Apparaten wird für hinreichende Dehnung durch ein einfaches doppelkegelförmiges Dehnungsglied gesorgt

(Abb. 140). Bei größeren Einheiten werden die Röhre am oberen und unteren Ende abgelenkt (Abb. 202). In manchen Fällen genügt es, nur den unteren, den heißesten Gasen ausgesetzten Teil aus legiertem Stahl herzustellen und im übrigen gewöhnliches Fließeisen zu benutzen. Bei Dampfkesseln kommt man sogar ganz ohne legierte Stähle aus.

Röhren- und Plattenluftheritzer werden bei staubgefeuerten Kesseln bereits in größerem Umfang und mit Erfolg benutzt.

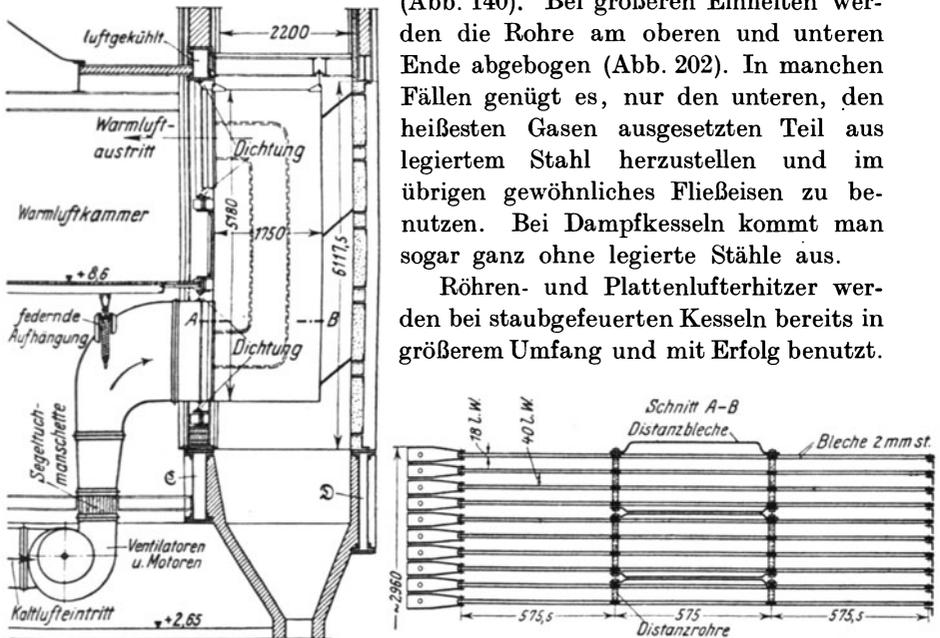


Abb. 141. Luftvorwärmer der Firma R. O. Meyer, Hamburg, für das Klingenberg-Kraftwerk, Schnitt A—B in größerem Maßstab, C—D Profil des Kessel-Tragrostes.

Den Regeneratoren nahestehende Bauarten sind:

Der Ljungström-Luftheritzer; er besteht aus einem Satz drehbar angeordneter kreisförmiger Bleche, die, halb im Abgasraum, halb im Luftraum befindlich, die aus den heißen Gasen aufgenommene Wärme gleichsam in die Luftkammer hinübertragen. Dieser Luftheritzer arbeitet bei verschiedenen staubgefeuerten Dampfkesseln zufriedenstellend.

Der Blaw-Knox-Luftheritzer besteht aus 6 nebeneinanderliegenden mit dünnen senkrechten Blechplatten ausgestatteten Kammern, die, mit je 4 Ventilen versehen, abwechselnd vom Rauchgas von unten nach oben und der Luft von oben nach unten durchströmt werden. Dieser Luftheritzer wird sowohl für Industrieöfen mit Rauchgas- und Heißlufttemperaturen bis zu 925° bzw. 760° als auch für Dampfkessel gebaut. Mehrere Einheiten sind neuerdings auf amerikanischen Hüttenwerken

hinter Dampfkesseln mit Hochofengas- und Kohlenstaubheizung eingebaut worden.

Die Heizfläche der meisten Lufterhitzer beträgt 0,7—1,5 m² je m² eigentliche Kesselheizfläche, bei neueren Ausführungen bis zu 3 m² je m².

Von der durchgesetzten Luftmenge treten i. M. etwa 15 vH durch undichte Stellen, vor allem an den Schweißnähten, nach der Abgasseite über. Wegen der Scheuerwirkung der Abgasströme genügt es

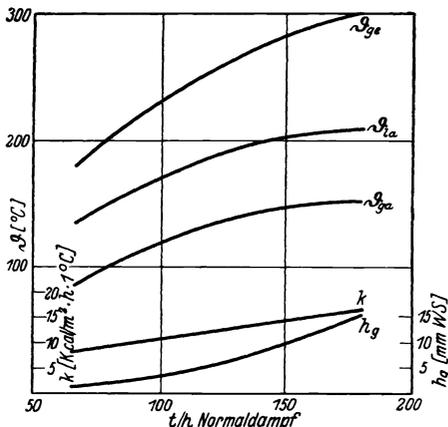


Abb. 142. Kennlinien des Röhrenlufterhitzers eines staubgefeuerten Dampfkessels (Abb. 202).

θ_{ga} = Temperatur der Abgase vor Lufterhitzer.

θ_{ga} = Temperatur der Abgase hinter Lufterhitzer.

θ_{la} = Temperatur der Luft hinter Lufterhitzer.

k = Wärmedurchgangskoeffizient.

h_g = Zugverlust in Abgasseite des Lufterhitzers.

in der Regel, wenn der Lufterhitzer etwa alle drei Monate mit Hilfe von Kratzern, Preßluftlanzen oder durch Wasserspülungen gereinigt wird. Bei großen Lufterhitzern zerfallen die Gaszüge zuweilen in zwei parallel arbeitende Hälften, die zwecks leichter Abreinigung mit den Ventilatorstutzen so verbunden sind, daß zwei Ventilatoren auf jeweils eine Hälfte geschaltet werden können. Korrosionen und harte Flugstaubansätze sind nur zu befürchten, wenn die Abgastemperaturen unter den Taupunkt sinken.

Abb. 142 zeigt den Verlauf der Temperaturen, des Zugverlustes auf der Gasseite und des Faktors k bei einem Dampfkessel-Lufterhitzer.

Als besondere Vorteile eiserner Lufterhitzer sind zu nennen:

a) gute Raumausnutzung und geringe Gewichte. Der Lufterhitzer kann daher über oder neben Kessel oder Ofen stehen;

b) einfacher billiger Aufbau aus gleichen Elementen;

c) Unempfindlichkeit gegen Temperaturschwankungen, daher bessere Dichtheit als bei Steinrekuperatoren;

d) besondere Eignung für Staubfeuerungen bei Kesseln, weil der Lufterhitzer nicht wie bei Rostfeuerungen Grenzen gesetzt sind, weil Ekonomiser bei der neuerdings üblichen Regenerativ-Speisewasservorwärmung ganz oder teilweise überflüssig werden, und weil der Lufterhitzer bei steigendem Kesseldruck im Gegensatz zu Ekonomisern in der Herstellung nicht teurer wird.

4. Abhitzeessel kommen für alle größeren Öfen mit Schmelz- und

Schweißhitze in Betracht. Bei Öfen, die von Generatorgas-, Halbgas- oder Rostfeuerung auf Staub umgestellt werden, nimmt die Abhitze nach Gasmenge und Temperatur ab; infolgedessen sinkt auch die Kesselleistung, es sei denn, die Ofenleistung wird erheblich gesteigert. Selbst wenn der Dampfausfall durch unmittelbar unter dem Kessel verfeuerte Kohle gedeckt wird, ist der gesamte Kohlenbedarf meistens doch geringer als vor der Umstellung, s. S. 313. Flugstaubablagerungen auf den Heizflächen werden durch die bei direkt gefeuerten Kesseln üblichen Rußbläser vermieden.

e) Flugaschenabscheidung.

Flugaschenansätze bilden sich vor allem über dem Rauchgasfuchs von Herdschmelzöfen und in dem vom Herd zum Rauchgaskanal führenden Zügen von Öfen mit Schweiß- und Glühhitze. Man Sorge daher, namentlich bei aschereichen Kohlen, für große Durchgangsquer-schnitte. Die Rauchgaskanäle sollen möglichst gradlinig zum Schornstein führen. Bei alten Öfen, die auf Kohlenstaub umgestellt werden, können die Rauchgase durch den früher vom Rekuperator eingenommenen Raum hindurchgeleitet werden. Dabei scheidet sich ein erheblicher Teil der Flugasche ab. Die Aschenabfuhr erfolgt fast immer periodisch und von Hand durch leicht zugängliche Öffnungen, die durch gut dichtende Türen oder gemauerte Spiegel verschlossen werden. Weitere Entaschungsvorrichtungen sind in der Regel überflüssig. Der in den Abgasen verbleibende feine Staub entweicht durch den Schornstein. Bei den in Deutschland üblichen Höhen gemauerter Schornsteine tritt Flugstaubbelästigung der Umgegend meistens nicht ein.

Die Flugaschenabscheidung bei Dampfkesseln wird auf S. 391 behandelt.

f) Feuerungsregelung und Meßwesen.

1. **Beurteilung der Flamme.** Bei Inbetriebnahme einer neuen Feuerung ist nach erreichtem Beharrungszustand die Flamme auf die richtige Länge und den günstigsten Luftfaktor einzustellen. Wird die Flamme dann kürzer, klarer und an ihrem Ende durchsichtiger, so ist die Luftmenge zu groß oder die Staubmenge zu klein. Andererseits verrät sich Luftmangel durch zu lange, bauschige und flatternde Flammen, die häufig in der Brennernähe ein helleuchtendes, im übrigen aber stets trübes und rauchiges Aussehen annehmen. Dunkle, durchsichtige, von helleuchtenden Punkten durchsetzte Flammen verraten zu kalte Wände oder klumpigen oder zu feuchten Staub. Flackernde, puffende oder „schießende“ Flammen oder stoßartig auftretende Rauchwolken deuten auf Brücken- oder Kraterbildung in den Bunkern oder auf verschlissene Speiseschnecken hin.

Von der Güte der Staubluftmischung und der ungefähren Größe des Luftfaktors kann sich der Heizer, wie bei Öl- und Gasfeuerungen, bei einiger Übung mit Hilfe eines blauen Schauglases leicht überzeugen. Meistens ist es bei größeren Feuerungen ratsam, die Verbrennung durch Messung von Staub- und Luftmenge zu verfolgen. Liegt kein Kohlenstaub-Mengenmesser vor, so kann man doch aus der Tourenzahl der Schnecke den Staubdurchsatz ungefähr abschätzen. Die Primärluft sollte stets und die Sekundärluft, wenn irgendmöglich, mittels Stauscheibe und Differenzdruckanzeigers (U-Rohr) gemessen werden. Der Differenzdruck soll vom Heizer- oder Wärterstand aus gut sichtbar sein, um gleichzeitig als Warnungszeichen zu dienen, wenn der Primärluftventilator aussetzt oder sich der Brenner durch Verkokungen zugesetzt hat. Zuweilen werden die Antriebsmotoren für die Primärluft und die Speiser elektrisch so gekuppelt, daß bei aussetzendem Ventilatormotor auch die Speisung unterbrochen wird.

Sollen bei gleichbleibendem Staubdurchsatz verschiedene Flammengängen erzeugt werden, so ist das Verhältnis von Primär- zu Sekundärluft zu ändern. Aus diesem Grunde ist eine zwangsläufige Kupplung von Speiser und Primärluftventilator nicht ratsam. Bei Brennern mit niedrigen Austrittsgeschwindigkeiten darf die Primärluft mit Rücksicht auf Flammenrückschläge bei abnehmender Durchsatzmenge nicht allzu weit gedrosselt werden. Der Regelbereich der Primärluftmenge ist daher um so weiter, je größer die Austrittsgeschwindigkeit am Brennermund ist. Bei gasarmen Brennstoffen mit geringen Primärluftanteilen kann man die Regelung meistens auf die Sekundärluft beschränken.

2. Mengenummessung von Kohlenstaub. Wie bei Rost- und Gasfeuerungen ist es auch bei Kohlenstaub erwünscht, die im ganzen oder je Feuerung oder gar je Brenner durchgesetzten Mengen vorübergehend oder dauernd zu messen. Der einfachste Fall liegt bei der Druckförderung (s. S. 132) vor. Bei dieser ruht der Drucktopf oder der über der Staumpumpe befindliche Bunker auf einer Brückenswaage. Es lassen sich so die zu den einzelnen Verbrauchern gedrückten Staubmengen bis auf die Rückstände in der Förderleitung ziemlich genau bestimmen.

Schwieriger ist die Messung schon, wenn keine Druckförderung vorliegt oder der Durchsatz einer Feuerung oder eines einzelnen Brenners innerhalb einer kürzeren Versuchsspanne gemessen werden soll. In diesem Falle muß die Meßstelle hinter dem Zwischenbunker und vor dem Brenner eingeschaltet werden; in Frage kommen Volummesser und Waagen. Bei dem Volummesser von Bailey (Abb. 143) gelangt der Kohlenstaub aus dem Zwischenbunker in die mit Verschlussklappen ausgerüstete Aufnahmekammer *a*. Die über den Boden von *a* hinwegstreichenden Rührarme *b* speisen den Staub durch die

Öffnungen *c* in eine zylindrische Kammer *d* ein. In dieser dreht sich, mit *b* gekuppelt, ein Flügelrad *f*; seine Schaufeln sind mit wagerechten Schlitten versehen, in welche das mit *a* starr verbundene Segment *g* eingreift. Der Staub wird von *f* erfaßt und unter *g* gebracht; dort fällt er durch die sektorartige Aussparung *h* auf den Schurz *i* und von diesem über die Zerstäuberplatte *k* in das Speiserohr *l*. Da die zwischen den Flügeln *f* befindlichen Sektoren durch *g* in zwei Teile zerlegt werden, von denen der untere kleiner ist als der obere, so streicht *g* aus dem lockeren Staubgemisch soviel ab, daß der untere Sektor stets gefüllt ist. Nach Angabe der Hersteller soll der Staub dank der auflösenden Wirkung des Flügelrades in den unteren Teilen der Sektoren immer von gleichmäßiger Dichte sein. Die Meßgenauigkeit soll innerhalb von ± 2 vH liegen. Der Kraftbedarf wird mit 0,3 kWh/t angegeben. Der Apparat wirkt gleichzeitig als Speiser, macht also Speiseschnecken oder Trommeln entbehrlich. Er soll bei feuchtem Staub regelmäßiger speisen und weniger verschleßen als Schnecken¹⁾.

Zur gewichtsmäßigen Bestimmung kommen Kippwaagen in Frage, die den für Stückkohle benutzten nachgebildet sind²⁾. Längere Erfahrungen liegen noch nicht vor.

Am schwierigsten gestaltet sich die Messung von Staubluftgemischen, wie sie vor allem beim direkten Verfahren vorliegen. Es wäre zu erwägen, die durchgesetzte Staubmenge durch zwei Stauränder zu bestimmen, von denen der eine in der Zuführungsleitung für die Trägerluft, der zweite in der das Gemisch führenden Leitung liegt. Die Messung mit einem einzigen Staurand oder nur einer Düse erscheint wegen der Ungewißheit über das spezifische Gewicht des Gemisches wenig genau.

Zur Förderung der Staubmengenmessung hat der Reichskohlenrat kürzlich ein Preisausschreiben veranlaßt; es werden zurzeit

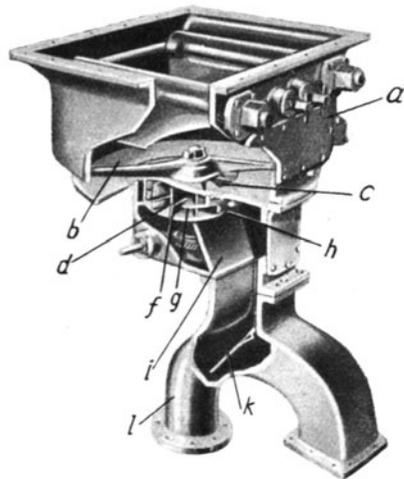


Abb. 143. Bailey - Kohlenstaubspeiser und Mengennmesser. *a* Aufnahmekammer, *b* Rührarme, *c* Bodenöffnung, *d* zylindrische Kammer, *e* Schlitz im Flügelrad, *f* Flügelrad, *g* Segment, *h* sektorartige Aussparung, *i* Fallschurz, *k* Zerstäuberplatte, *l* Speiserohr.

¹⁾ Natl. El. Light Assoc., Pulverized Fuel, New York, August 1927, S. 42/43.

²⁾ Hersteller sind u. a. die Firmen Viktor Bauer in Siegburg-Sieg und Steimel in Hennef-Sieg.

mehrere Apparate im praktischen Betriebe auf ihre Brauchbarkeit untersucht; das Ergebnis ist in einigen Monaten zu erwarten.

3. Meßwesen. Bei größeren Feuerungen, insbesondere bei Zementdrehrohröfen, Schmelzöfen und Dampfkesseln wird die Überwachung durch CO_2 -Messer oder kombinierte CO_2 - und CO -Messer erleichtert. Die Zeigerablesung ist, weil gut sichtbar, für den Ofenwärter oder Heizer zu empfehlen, während sich schreibende Apparate vor allem für Versuche und für solche Öfen eignen, über deren Arbeitsweise ein zusammenhängendes Bild gewünscht wird. Bei Dampfkesseln leistet oft ein auf den heißesten Teil der Brennkammerwände gerichtetes optisches Pyrometer gute Dienste; es warnt den Heizer vor zu hohen Temperaturen. Bei Industrieöfen kann man sich auf die bei andern Feuerungsarten übliche Temperaturmessung beschränken. Sie dient in erster Linie der Überwachung des Einsatzes, gibt damit aber auch einen genügenden Anhalt für die im Brennraum herrschenden Temperaturverhältnisse.

Ein gut durchgebildetes Meßwesen, wie es vor allem für größere mit „Wärmestellen“ versehene Anlagen in Frage kommt, sollte außerdem noch folgende Apparate umfassen:

Druck- bzw. Zugmesser (U-Rohre oder Zeigerinstrumente) für den statischen Druck in der Feuerung (bei Kesseln oben in der Brennkammer messen!),

den statischen Druck am Abgasfuchs („Zugstärke“),

den Differenzdruck zwischen Feuerung und Abgasfuchs vor dem Rauchgasschieber (in der Regel nur bei Kesseln, um Verschlackung der Heizflächen zu erkennen);

die statischen Drucke im Luft- und Rauchgaseintritt des Lufterhitzers (um Undichtheiten und Staubansätze zu erkennen).

Temperaturmesser für

die Abgase im Abgasfuchs oder vor und hinter Lufterhitzer; die Abgastemperaturen lassen erkennen, wie stark die Heizflächen des Kessels oder Lufterhitzers verschlackt oder verstaubt sind;

die Luft vor und hinter dem Lufterhitzer sowie in der Primärluftleitung.

In kleinen Anlagen können diese Instrumente für mehrere Feuerungen dienen.

Bei Kesseln sind ferner noch zu messen die Speisewasser- und Dampfmenngen.

Alle Meßanzeigen werden zweckmäßig auf einer dem Wärter leicht zugänglichen, in der Nähe der Feuerung befindlichen Meßtafel zusammengefaßt. Die wichtigsten Messungen können außerdem noch durch Schreibapparate (Mehrfachschreiber) auf Streifen oder runde Blätter übertragen werden. Die Schreibapparate sind am besten im Betriebsbureau oder der Wärmestelle unterzubringen.

Bei großen Kesselanlagen wird je Kessel die Meßtafel über dem Schaltpult für die motorischen Antriebe angebracht. Die Tafel enthält links übereinander die Druck- und Zugsanzeiger (am besten Profilinstrumente),

rechts übereinander die Temperaturanzeiger (ebenfalls am besten Profilinstrumente),

in der Mitte übereinander Manometer, Dampf- und Speisewassermengenmesser sowie CO₂- und CO-Messer.

Das Schaltpult enthält einen Hauptschalter sowie je einen Schalter für die Motoren der Kohlenstaubspeiser, des Primärluftventilators, des Sekundärluft- oder Hinterventilators und des Saugzugventilators. Die zugehörigen Amperemeter sind über den Schaltern auf dem Pult oder der Meßtafel angebracht. Neben der Meßtafel bzw. dem Schaltpult steht eine Tafel oder ein Pult mit den Hebeln oder Handrädern für die folgenden mechanisch oder elektrisch betätigten Drosselklappen: a) Drosselklappe im Saugstutzen des Primärluftventilators (zur Mengenregelung, und bei Luftvorwärmung zur Temperaturdrosselung), b) Drosselklappe im Saugstutzen des Sekundärluftventilators bzw. des Hinterventilators, c) Luftklappen der Speiser und der Sekundärluftöffnungen. Die Tafeln und Pulte werden zweckmäßig für je zwei nebeneinanderstehende Kessel zu einem symmetrischen Satz zusammengefaßt. Bei zweireihig angeordneten Kesseln kann dann ein Wärter zwei derartige gegenüberliegende Sätze oder vier Kessel überblicken.

4. Selbsttätige Regelung. Sieht man von mehr oder weniger behelfsmäßigen und mangelhaften Ausführungen ab, so liegt den selbsttätigen Reglern meistens folgendes Prinzip zugrunde: Die durch irgendwelche Einflüsse hervorgerufenen Abweichungen einer Meßgröße (also z. B. des Dampfdrucks bei Kesseln oder der Temperatur bei Öfen) von einem erstrebten konstanten Wert werden in einem Meister- oder Hauptregler in entsprechende Impulse verwandelt. Diese steuern die meistens parallel geschalteten Einzelregler, die zur Veränderung von Brennstoff- und Luftmengen dienen. Der Hauptregler ist dem Wesen nach ein Manometer (Membran, Bourdonrohr u. ä.) bzw. ein Pyrometer. Die Impulse können verschieden lange, in regelmäßigen Abständen folgende Stromstöße sein oder in der Spannungsänderung von elektrischem Strom oder von Druckluft bestehen. Die Einzelregler sind meistens mit einer „Rückführung“ ausgerüstet, die den von den Impulsen eingeleiteten Regelvorgang beendet, sobald die neue, der Veränderung entsprechende Bewegung oder Lage des vom Einzelregler beeinflussten Organs (Speiser, Drosselklappe usw.) erreicht ist.

Bei Dampfkesseln wird der Hauptregler meistens vom Dampfdruck in der Dampfleitung beeinflusst. Der wirksam gemachte Druckabfall wächst bekanntlich mit dem Quadrat der Dampfmenge oder der

Belastung. Der Hauptregler steuert die Einzelregler für die Speiser, die Primärluft und den Rauchgasschieber. Durch geeignete Dämpfung ist dafür gesorgt, daß während des Einregelns kein Luftmangel und Rauch entsteht. Ohne vom Hauptregler beeinflußt zu sein, sorgt ein weiterer Einzelregler für konstanten Druck in der Brennkammer durch Drosselung der Sekundärluft- oder Abgasmenge. Damit auch bei Änderung der Kohlenart ein bestimmter Luftfaktor eingehalten wird, kann auch noch eine Luftüberschußregelung verwendet werden, indem der Einzelregler für den Rauchgasschieber oder die Sekundärluftmenge außer durch den Hauptregler auch noch durch einen CO_2 -Apparat oder nach Bailey einen „Dampf-Luftregler“ beeinflußt wird; dieser stellt ein konstantes Verhältnis von Dampf- und Verbrennungsluftmenge her.

Bei der Dampfkessel-Regelung der Askania werke, Abb. 144, werden die Druckschwankungen der Dampfleitung durch den Kolben 1 und das Strahlrohr 3 des Hauptreglers auf Kraftzylinder 14 und damit über einen Widerstand auf die Speisespannung der Steuerdynamo D übertragen; diese wird von Motor M angetrieben. Mit der Netzspannung steigen die Drehzahlen der Motoren M_1 für die Speiseschnecken, bis der erhöhte Unterdruck des Rückführmeßgebläses 9, der auf die Rückführmembran 4 wirkt, dem Druck in 1 das Gleichgewicht hält; das Strahlrohr kehrt in Mittelstellung zurück, 14 steht daher still, und der Regelvorgang ist beendet. Die Regelung der Verbrennungsluft erhält ihren Impuls durch kleine mit der Speiseschnecke gekuppelte, auf eine gemeinsame Leitung wirkende Gebläse, deren Fördermenge mit der Drehzahl und daher mit der Staubmenge proportional anwächst, einerlei, wieviel Brenner in Betrieb sind. Damit die auf Membran 12 des Rauchklappen-Einzelreglers wirkende Kraft mit Rücksicht auf gleichen Luftfaktor mit der gesamten Staubmenge quadratisch wächst, wird die Luftmenge der Gebläse durch eine Ausflußdüse 8 ins Freie geleitet. Auf diese Weise entsteht in der Leitung ein mit der Gebläseluftmenge und damit der Staubmenge quadratisch ansteigender Überdruck; dieser wirkt über Membran 12 und Strahlrohr 6 auf Rauchgasschieber 11. Die Rückführung erfolgt ähnlich wie beim Hauptregler durch den auf Membran 15 wirkenden Druckunterschied vor und hinter den Kesselheizflächen, der ebenfalls mit der Rauchgasmenge quadratisch ansteigt. Ein weiterer Einzelregler mit Strahlrohr und Membran 10 sorgt für konstanten Druck im Brennraum.

Selbsttätige Regelungen werden ferner von Roučka, in Amerika ferner von Bailey, Leeds and Northrup und von der Smoot Engineering Co. hergestellt¹⁾. Die Apparate sind noch sehr teuer und kommen daher nur für größere Kraftwerke in Frage.

¹⁾ Wärme, 50 (1927), Nr. 2, S. 22/25; Z. V. d. I. 70 (1926), Nr. 25, S. 856/857; Wärme, 50 (1927), Nr. 16, S. 288/289; Arch. Wärmewirtsch. 8 (1927), Nr. 8.

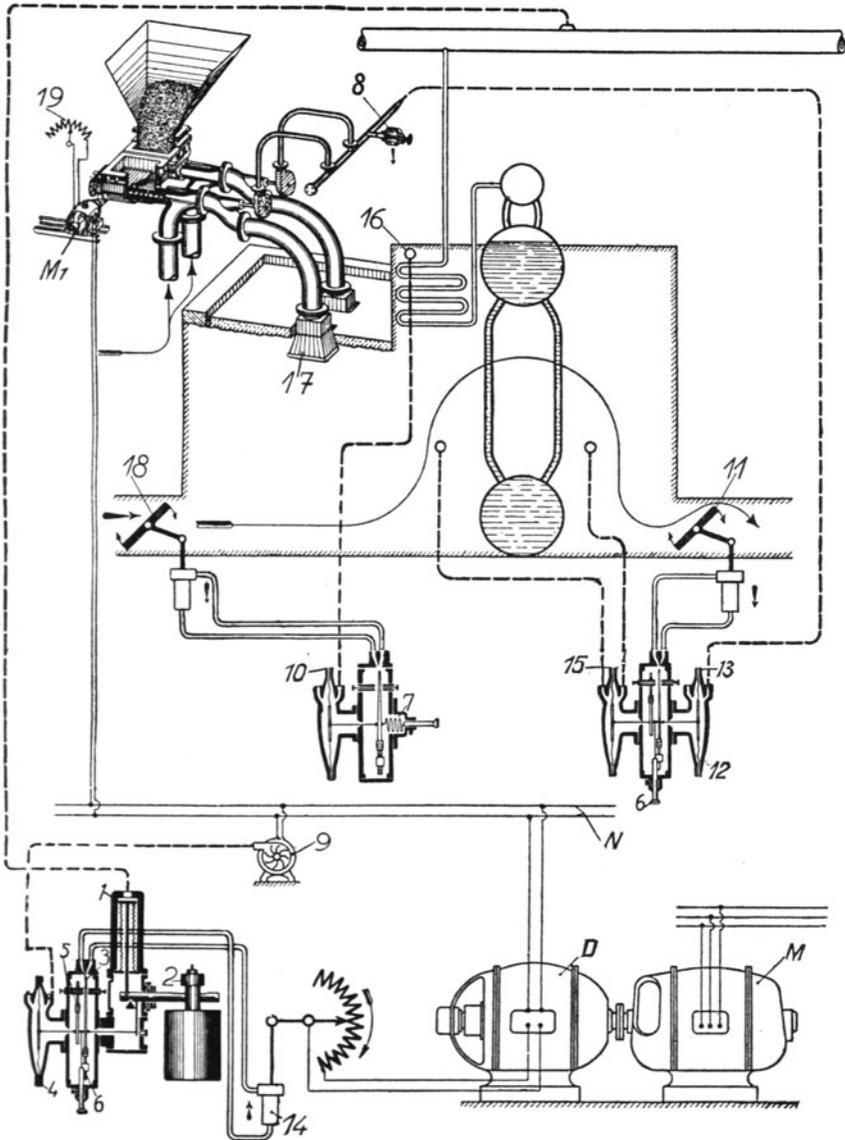


Abb. 144. Askania-Feuerungsregelung für Dampfkessel.

- | | | |
|----------------------|---|-------------------------------------|
| 1. Meßsystem | 8. Ausflußdüse | 13. Meßsystem des Verhältnisreglers |
| 2. Gewicht | 9. Rückführmeßgebläse | 14. Kraftzylinder |
| 3. Strahlrohr | 10. Rückführmembran des Unterdruckreglers | 15. Rückführmembran |
| 4. Rückführmembran | 11. Rauchgasklappe | 16. Feuerraum |
| 5. Übertragungshebel | 12. Verhältnisregler — Steuerwerk | 17. Kohlenstaubbrenner |
| 6. Einstellschieber | | 18. Luftzutrittsklappe |
| 7. Einstellsystem | | 19. Nebenschlußwiderstand |
- D Steuerdynamo M Drehstrommotor N Gleichstromnetz M₁ M₂ ... Brennerantriebsmotore

Über die bisherigen Erfolge gehen die Ansichten auseinander. Ein großes Kraftwerk glaubt, mit sorgfältiger Handregelung besser gefahren zu sein. Ein anderes Kraftwerk bemängelt, daß bereits bei geringer Änderung im Brennstoff das Verhältnis Brennstoff/Luft von Hand nachgeregelt werden müsse, wenn gegenüber reiner Handregelung eine Erhöhung des Wirkungsgrades erzielt werden solle. Ein weiteres Kraftwerk teilt mit, daß die bei selbsttätiger Regelung erzielte höhere Gleichmäßigkeit des Dampfdrucks ein größerer Vorteil als die nur geringe Steigerung des Wirkungsgrades sei. Bei zwei neuzeitlichen großen Kraftwerken ist das Kesselpersonal bereits auf das durch die Brennraumüberwachung gebotene Mindestmaß verringert worden, so daß die selbsttätige Regelung keine Leuteersparnis mit sich brachte.

Die obigen Regelverfahren lassen sich mit gewissen Modifikationen auch für das direkte Verfahren (mit Einzelmühlen ohne Staubbunker) verwenden. Jedoch steht ihnen bei kleineren Kesseln wiederum der hohe Anschaffungspreis und die erforderliche sorgfältige Wartung im Wege. Zu einem verhältnismäßig einfachen Regelverfahren käme man jedoch, wenn man die vom Mühlenventilator geförderte Luft, die ja gleichzeitig die Verbrennungsluft ist, durch eine vom Druckabfall der Dampfleitung gesteuerte Drosselklappe regelt. Damit die Luftmenge proportional mit der Dampfmenge steigt und fällt, kann man zur Rückführung der Drosselklappe den durch einen Stauflansch erzeugten Differenzdruck in der Luftleitung benutzen. Da ferner der elektrische Strom der Motoren des Mühlenventilators und der Mühle innerhalb des üblichen Belastungsbereiches mit der Luft- bzw. der Kohlenmenge gradlinig ansteigt, so läßt sich die Kohlenaufgabe durch geeignete Schaltung auf elektrischem Wege (durch ein Solenoid oder einen kleinen Antriebsmotor) in einfacher Weise der jeweiligen Luftmenge entsprechend regeln¹⁾.

Die selbsttätige Einregelung auf konstantes Staub-Luftgemisch in Förderleitungen wurde bereits auf S. 139/144 besprochen.

Die selbsttätige Temperaturregelung, die bei amerikanischen gas- und ölgefeuerten Vergütungsöfen (Glüh- und Anlaßöfen der Verfeinerungsindustrie) größere Verbreitung gefunden hat, ist, soweit bekannt, bei kohlenstaubgefeuerten Öfen dieser Art zwar noch nicht eingeführt worden, ließe sich aber ohne besondere Schwierigkeiten verwenden. Um konstante oder im voraus bestimmte Temperaturen einzuhalten, würde es genügen, wenn Brennstoff und Primärluft geregelt werden. Soll gleichzeitig auch der Luftfaktor konstant bleiben, so wäre auch noch die Sekundärluft zu regeln.

¹⁾ D.R.P. Nr. 442971.

g) Betriebssicherheit und Unfallverhütung.

Bei richtiger Bau- und Betriebsweise sind längere Stillstände und Unfälle selten. Dabei ist zu beachten, daß sich die Betriebssicherheit wegen der noch in der Entwicklung begriffenen Technik der Kohlenstaubfeuerung weiterhin erhöhen lassen wird.

Auf eine Umfrage von Fr. Schulte bei den Preußischen Dampfkessel-Überwachungsvereinen wurden für einen Zeitraum von etwa drei Jahren elf Unfälle gemeldet. Diese Zahl erscheint in Anbetracht der auf S. 3 angegebenen Verbreitung der Kohlenstaubfeuerung äußerst gering. Danach, sowie nach anderweitigen Erfahrungen birgt der Kohlenstaub nicht die Gefahren in sich, die man nach amerikanischen, meist im Sinne der Feuerversicherungsgesellschaften verfaßten Berichte und Richtlinien vermuten könnte. Im wesentlichen berichten die Dampfkessel-Überwachungsvereine folgendes:

Verein A. Bunkerbrand in Großkraftwerk, wahrscheinlich durch Selbstzündung zu lange gelagerten Steinkohlenstaubes verursacht.

Verein B. Gasexplosion beim Anzünden einer Kohlenstaubfeuerung mittels Ölbrenners (Zerstäubertyp). Zwei Mann verletzt, Kessel blieb unbeschädigt. Ursache: Verstoß gegen Vorschrift, Brennkammer vor Anzünden des Ölbrenners durch Öffnen des Rauchgasschiebers hinreichend von explosiven Gemischen zu befreien.

Verein C. Treppenrost-Vorfeuerung für Braunkohle und Braunkohlenstaub-Zusatzfeuerung. Vor Inbetriebnahme der letzteren ergoß sich Staub bei Öffnen der Beobachtungsklappe an Speiseschnecke auf den in Betrieb befindlichen Rost. Grund: Staubabsperrschieber unter Bunker war infolge Klemmung durch Fremdkörper nicht völlig geschlossen. Stichflamme zerstört Dachstuhl und Isolierung des Kessels. Ein Mann erleidet erhebliche Brandwunden.

Verein D. Krater- oder Brückenbildung in Bunker über Kessel infolge zu lange gelagerten Braunkohlenstaubes. Bei Auflockern durch Stochoffnung werden zwei Staubwolken nach außen geschleudert; entzündend sich an Rostfeuerung eines Nachbarkessels, Sachschaden gering, ein Mann stürzt ab und stirbt.

Verein E. 1. Unachtsames Öffnen einer Klappe an Staubbunker eines Kessels. Staub rieselt in die darunter befindliche heiße Schlackengrube und entzündet sich. Arbeiter stürzt in Schlackengrube, erleidet tödliche Brandwunden.

2. „Schießen“ der Kohlenstaubflamme infolge zu feuchten Staubes. Flamme schlägt durch mangelhaft gefüllten Wasserverschluß des Brennkammerbodens in darunter befindliches Schlackenbecken. Schlackenzieher, mit nacktem Oberkörper arbeitend, erleidet tödliche Brandwunden.

3. Schlackenfahrer versäumt, beim Entschlacken einer unten offenen Brennkammer Feuerung abzustellen. Kleider fangen an herausschlagender Flamme Feuer; tödliche Brandwunden.

4. Selbstentzündung zu lange gelagerten Staubes durch Schwadenbildung erkannt. Bunker schleunigst in die Feuerung entleert. Staub haftet jedoch teilweise an den Wänden; wird mit Stangen losgestoßen; entzündet sich beim Entleeren. Drei Mann leicht verletzt.

5. Selbstzündung zu lange gelagerten Staubes durch Schwadenbildung erkannt. Schleunige Entleerung des Bunkers in zwei Feuerungen und in mit nassen Tüchern abgedeckte Förderwagen. Gleichzeitig Bunker von oben mit CO₂ gefüllt. Feuerungen müssen wegen ungleichmäßiger Speisung infolge Koksbildung abgestellt werden.

Beim 54. Förderwagen schlägt aus Fallrohr unter Bunkertrichter Flamme heraus. Fünf Arbeiter erleiden leichte, einer mittelschwere Brandwunden.

Verein F. Explosion in Aufbereitungsanlage durch Selbstentzündung des in Beruhigungs- oder Staubkammer unter Feuergas-Trommeltrockner abgelagerten Staubes. Decke der Kammer zerstört.

Verein G. Explosion eines Kohlenstaub-Transportwagens. Grund: wahrscheinlich zu warm eingefüllter Staub; war mit Unterbrechung entleert worden, so daß er sich infolge Luftzutritts entzündete.

Von den angeführten elf Fällen sind also fast die Hälfte auf Selbstzündung von Braun- oder Steinkohlenstaub infolge zu langen Lagerns zurückzuführen. Kein einziger Unfall ist auf Unsauberkeit der Anlage oder auf austretende Kohlenstaubmengen in der Aufbereitungs- oder Feuerungsanlage zurückzuführen.

Für den Betrieb sind folgende Regeln zu beachten:

1. Kohlenstaub, der längere Zeit in den über den Feuerstellen befindlichen Zwischenbunkern lagert, backt leicht an den Wandungen fest und läßt sich häufig nur mit Mühe entfernen. Wird dabei mit Stochstangen eingegriffen, so läßt es sich nicht immer vermeiden, daß mehr oder weniger große Staubmengen nach außen treten; diese können sich u. U. an der Kesselfeuerung entzünden. Es empfiehlt sich daher, die Bunker in regelmäßigen Abständen, also nach etwa 3—6 Wochen, je nach der Art der Kohle, leer zu fahren und gut zu reinigen; dabei sind die auf S. 164—166 angegebenen Maßnahmen zu berücksichtigen. Bei Bunkern, in denen der Staub schlecht rutscht, kann man dadurch nachhelfen, daß man die Bunkerflächen mit verzinkten Blechen belegt. Anstatt die Trichter mit Zuschlaghämmern zu bearbeiten, empfiehlt es sich zuweilen, kleine elektrisch oder pneumatisch betätigte Klopfhämmer anzubringen, wie sie u. a. in der chemischen Industrie zum Nachrutschen von Salzen benutzt werden. Diese Hämmer werden außen an der Bunkerfläche angeschraubt; an der Aufschlagstelle wird zweckmäßig eine kleine Schleißplatte aufgeschweißt. Die Hämmer können periodisch, etwa mittels eines Uhrwerks, oder nur bei Bedarf in Tätigkeit treten.

2. Bei Staubarten, die zur Selbstentzündung neigen, ist der unter 1 genannte Turnus für die Bunkerreinigung u. U. bis auf eine Woche zu verkürzen. Da der Grad der Selbstentzündlichkeit nicht mit Sicherheit im voraus bestimmt werden kann, empfiehlt es sich, bei Übergang zu noch nicht vorher benutzten Kohlenarten mit einem wöchentlichen Turnus zu beginnen und diesen allmählich zu verlängern. Besondere Aufmerksamkeit ist bei Halbkohlenstaub aus Braunkohle, bei Braunkohlenstaub und bei gasreicheren Steinkohlenarten geboten. Auf einem Kraftwerk hat sich sogar Anthrazitstaub im Bunker entzündet; wahrscheinlich war die Kohle aber vorher im Trockner überhitzt worden.

3. Die Zwischenbunker und ihr Zubehör sind in der auf S. 164 bis 166 beschriebenen Weise auf Dichtheit der Abzüge und der Explosionsklappen, sowie auf Brandnester zu prüfen.

Tritt im Bunker Feuer auf, so ist in der ebenfalls auf S. 164—166 beschriebenen Weise zu verfahren. Meistens gelingt es, den brennenden Staub gefahrlos in der üblichen Weise in die Feuerung zu bringen. Brennender Magerkohlenstaub verlöscht meistens schon auf dem Wege zur Feuerung durch Berührung mit den kalten Rohrwänden.

4. Schlackenziehen von Hand, Herdflicken und ähnliche Arbeiten dürfen nur vorgenommen werden, wenn vorher die Feuerung abgestellt worden ist; andernfalls besteht Gefahr, daß die Leute durch ausschlagende Flammen verletzt werden.

5. Wird die Feuerung in Betrieb gesetzt, so soll erst die Luft und dann der Staub angestellt werden; setzt die Brennerluft aus, so ist die Speisung sofort zu unterbrechen. Die Zündung erfolgt um so leichter, je staubreicher das Gemisch ist. Bei träger Zündung empfiehlt es sich daher, die Brenner auf Höchstleistung einzustellen und gleichzeitig die Luft zu kneifen.

6. Ist die Feuerung abgestellt worden, so muß der Brennraum gut gelüftet werden; es könnten sonst etwa zurückbleibende Gase bei der Wiederinbetriebnahme explodieren.

Zweiter Abschnitt.

I. Staubfeuerungen in der Zement-, Kalk-, Glas-, keramischen und chemischen Industrie.

a) Zementindustrie.

Kohlenstaubfeuerungen haben sich in Deutschland bei Drehrohröfen der Zementfabriken so vielfach eingebürgert, daß sich eine nähere Beschreibung erübrigt. Als Neuerungen der letzten Jahre sind zu nennen:

1. Die sogenannte Kalzinierzone von Fellner und Ziegler, Abb. 145, welche aus einer etwa 8—10 m langen Ausweitung des Dreh-

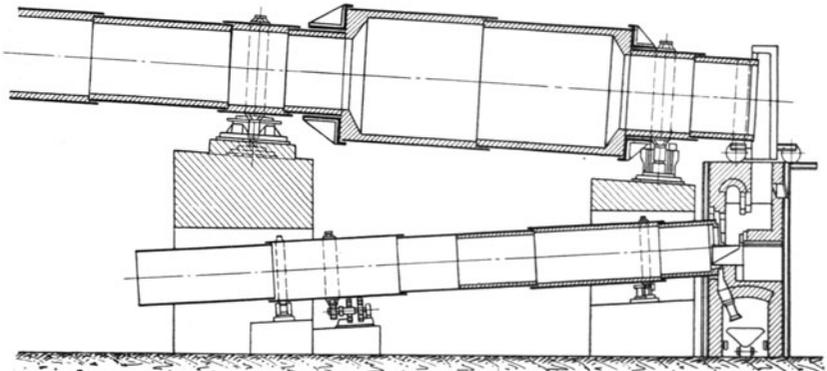


Abb. 145. Vorderteil eines Drehrohrofens mit erweiterter Kalzinierzone und darunter liegendem Kühler²⁾.

rohrfens besteht und eine Kohlenersparnis von etwa $10 \text{ vH}^1)$ sowie eine Leistungserhöhung von $70\text{—}80 \text{ vH}^2)$ bewirken soll.

2. Der Trichterkühler, durch den infolge von Vorwärmung der Verbrennungsluft durch die Klinkerwärme an Brennstoff gespart wird.

Ob eine Zementfabrik mit Schachtöfen, bei denen in bekannter Weise Koksgrus in die Zementziegel eingepreßt wird, oder mit kohlenstaub-

¹⁾ Nach privater Mitteilung.

²⁾ Jaekel, Techn. Blätter d. Dt. Bergwerks-Ztg. 16 (1926) Nr. 21 S.170.

gefeuerten Drehrohröfen zu versehen ist, läßt sich nur von Fall zu Fall entscheiden. Im allgemeinen ist der Drehrohröfen zu verwenden, wenn hochwertige Portlandzemente hergestellt werden sollen, oder wenn es sich um eine größere Anlage handelt. Für kleinere Verhältnisse wird in der Regel zum Schachtöfen mit kontinuierlicher Beschickung gegriffen.

Der Brennstoffverbrauch beträgt bei Drehrohröfen je nach Größe und Verfahren (trocken oder naß) etwa 25–35 vH Kohlenstaub, bezogen auf das Klinkergewicht, gegenüber 25–28 vH Koksgrus bei Schachtöfen.

Ob man bei dem bisher üblichen indirekten Aufbereitungsverfahren (S. 56) ausschließlich bleiben wird, erscheint im Hinblick auf die neuere Entwicklung der Rohrmühlen fraglich. Es dürfte durchaus möglich sein, wind- oder siebgesichtete Rohrmühlen (siehe Abb. 41 und 54) nach dem direkten Verfahren ohne Zwischenbunker und ihr Zubehör vor den Drehrohröfen zu setzen. Auf diese Weise würde die Gesamtanlage erheblich einfacher, übersichtlicher und billiger. Bei der großen Betriebssicherheit der Rohrmühlen sind Störungen in der Staubversorgung des Ofens kaum zu befürchten; allerdings ist im Falle von Windsichtung die Regelgenauigkeit des Feinheitsgrades, der sich bekanntlich bei abnehmendem Durchsatz verschlechtert, bei den meisten Mühlen noch verbesserungsbedürftig. Nachteilig ist ferner, daß die Mühle im Gegensatz zum indirekten Verfahren nicht immer bei der günstigsten Durchsatzmenge arbeitet; infolgedessen muß der Kraftbedarf je Tonne Durchsatz steigen; erheblich kann dieser Nachteil jedoch nicht sein. Der Trockner wird in den meisten Fällen wie bei dem indirekten Verfahren beizubehalten sein, wenn es nicht gelingen sollte, auch bei Rohrmühlen die Mahltrocknung (S. 86 f.) zu einem brauchbaren Verfahren zu entwickeln. Bei Anlagen mit einer größeren Anzahl von Drehrohröfen dürfte das indirekte Verfahren auch in Zukunft vorzuziehen sein, wobei jedoch nicht wie bisher eine größere Anzahl kleiner Mühlen, sondern einige Großmühlen nach den auf S. 155/156 gegebenen Richtlinien aufzustellen sind.

b) Kalkindustrie.

Zum Brennen von Kalk werden Drehrohr- und Schachtöfen verwendet.

1. Drehrohröfen. Das anfallende Erzeugnis enthält ziemlich viel Feingut. Ob hierin ein schwerwiegender Nachteil gegenüber dem Schachtöfen liegt, ist noch nicht geklärt¹⁾. Die Anlagekosten kohlenstaubgefeuerter Drehrohröfen sind nach Harvey etwa 50 vH höher, die Betriebskosten dagegen 20–30 vH niedriger als bei generatorgasbeheizten Schachtöfen.

Die Leistung eines amerikanischen Drehrohröfens von 2,4 m Durchmesser, 38 m Länge und einer Drehzahl von 0,5 bis 0,67 in der Minute wird mit 100 t gebrannten Kalks je 24 h angegeben. Das Verhältnis von Kohlenverbrauch zu Kalkverbrauch beträgt etwa 1:3 bis 1:4,5²⁾.

¹⁾ Bejaht wird diese Frage u. a. von Rosin, Wärmestelle der Kalkindustrie, Kalkverlag, Berlin 1925, S. 69; verneint wird sie u. a. von Harvey, Pulverized Fuel, Colloidal Fuel, Fuel Economy and Smokeless Combustion. Macdonald & Evans, London, 1924, S. 332. ²⁾ Harvey, a. a. O.

2. Schachtöfen. Das Kohlenstaub-Luftgemisch wird etwa in der gleichen Schachthöhe wie bei gasgefeuerten Öfen eingeführt, bedarf aber im Gegensatz zu diesen einer Vorkammer, so daß sich die Flamme frei entwickeln kann, ohne daß übermäßige Mengen unverbrannten Staubes am Kalk abgeschieden werden (Abb. 146 und 148). Da der Brennvor-

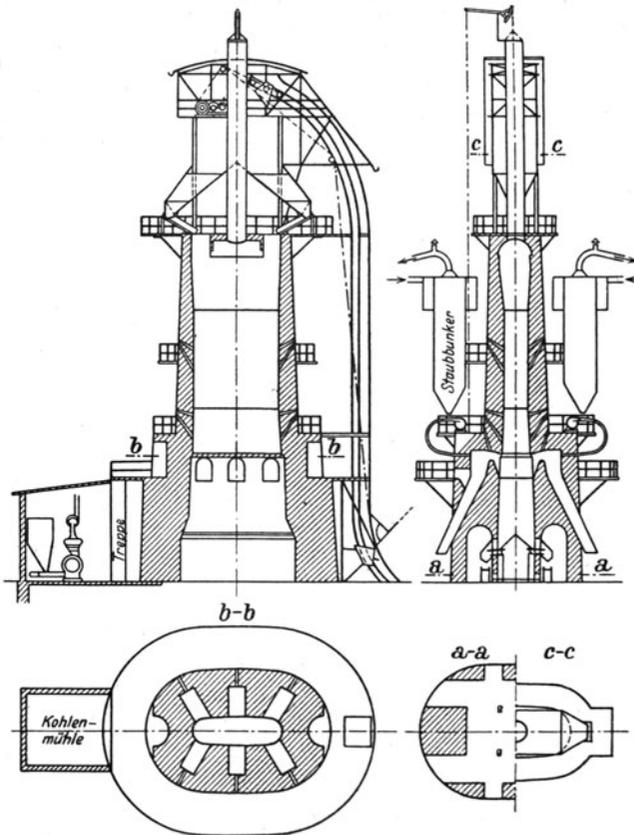


Abb. 146. Schachtöfen der Rhein. Kalksteinwerke in Wülfrath.

gang einen möglichst niedrigen Partialdruck der Kohlensäure verlangt, soll das Gemisch nach Möglichkeit nur zu Kohlenoxyd verbrennen. Hierbei sind Braunkohlen und nicht zu gasarme Steinkohlen zu bevorzugen, da bei ihnen die Verbrennung zu Kohlenoxyd mit geringeren Verlusten an unverbranntem Staub erfolgt als bei gasarmen Brennstoffen. Die Ablagerung von Kohlenstaub am Kalkeinsatz ist jedoch, solange sie nicht übertrieben wird, nicht nur unbedenklich, sondern sogar erwünscht. Es findet nämlich mit der Kohlensäure des Kalkes eine Re-

aktion nach der Formel $\text{CO}_2 + \text{C} = 2 \text{CO}$ statt; hierbei wird dreierlei erreicht:

1. wird eine sekundäre Verbrennungszone erzeugt, bei der das Kohlenoxyd in erwünschter Weise im Schachtinnern verbrannt wird;
2. wird durch das Kohlenoxyd der Partialdruck der Kohlensäure erniedrigt und dadurch ihre Austreibung erleichtert¹⁾;
3. kann der Kalk nicht totgebrannt werden, weil der obige Vorgang endotherm, d. h. wärmeverbrauchend verläuft.

Dank der zweistufigen Verbrennung erscheint es möglich, ohne Erhöhung der Temperaturen höhere Durchsatzleistungen als bei Gasbefeuern zu erreichen. Man könnte daher auch an eine Kohlenstaub-Zusatzfeuerung in schwachgas- (gichtgas-) gefeuerten Öfen denken²⁾. Die im Kohlenstaub enthaltene Asche wird sich bei dem Brennvorgang mit dem Kalk mischen und diesen verunreinigen. Zur Herstellung von chemisch reinem Kalk dürfte daher die Kohlenstaubfeuerung in der Mehrzahl der Fälle ungeeignet sein, wenn nicht die mineralischen Bestandteile der Kohle, wie dies bei einigen mitteldeutschen Braunkohlen³⁾ der Fall ist, in der Hauptsache aus Gips bestehen, der sich beim Brennvorgang zu CaO umsetzt.

Aus der Praxis liegen folgende Daten vor:

Schachtofen der Rheinischen Kalksteinwerke zu Wülfrath (Abb. 146):	
Schachtquerschnitt	7 m ²
Ofenhöhe	16,5 m
Inhalt:	115 m ³
Leistung: 30 t gebrannter Kalk/24 h	
Kohlenverbrauch: 220 kg rheinischer Braunkohlenstaub je Tonne Ausbringen gegen 260 kg Braunkohlenbrikette bei Gaserzeugerbetrieb. Erzeugnis einwandfrei, weder totgebrannt, noch ungar ⁴⁾ .	

Die bisherigen Versuche mit kohlenstaubgeheizten Schachtofen sind technisch befriedigend verlaufen; ein abschließendes Urteil über die Wirtschaftlichkeit läßt sich jedoch noch nicht abgeben. Jedenfalls läßt sich noch mancherlei verbessern. So ist u. a. an die Vorwärmung der Verbrennungsluft durch Berührung mit dem heißen Austraggut zu denken⁵⁾.

c) Glasindustrie.

In der Glasindustrie hat die Kohlenstaubfeuerung bisher noch nicht Fuß fassen können. Besonders groß sind die Schwierigkeiten bei der Glasschmelze. Versuche von Weckerle ergaben,

¹⁾ Fleißner: Stahleisen, 45 (1925), S. 1373/79.

²⁾ Schäfer: Das Kalkbrennen mit Gas, Kohlenstaub und Öl, Leipzig 1927, S. 72.

³⁾ Rosin: Wärmestelle der Kalkindustrie vom 11. Dezember 1924, S. 73.

⁴⁾ Rosin: a. a. O. ⁵⁾ Schäfer: a. a. O.

daß der selbst bei verhältnismäßig aschearmen Kohlen entfallende Staub das Schmelzgut derartig verunreinigte, daß das Erzeugnis nicht einmal den Anforderungen an allergewöhnlichstes Glas entsprach¹⁾. Aber selbst wenn der Staubanfall auf dem Bade verringert würde, so bestünde immer noch die Verunreinigung der Regenerativkammern durch die abziehenden Gase. Die Schwierigkeiten übertreffen also noch diejenigen bei Siemens-Martinöfen in Stahlwerken. Es ist daher möglich, daß die Lösung des staubgefeuerten Wannenofens ihren Weg über die Herdöfen der Stahlwerke nehmen wird²⁾. Jedenfalls aber sollte die wirtschaftliche Überlegenheit der Staubherstellung über die Vergasung, namentlich in den Braunkohlengebieten, die Bemühungen um eine brauchbare Lösung nicht erlahmen lassen.

Die Beheizung von geschlossenen Schmelztiegeln mit Kohlenstaub wäre schon weniger schwierig; praktische Bedeutung dürfte diesem Verfahren jedoch wegen der niedrigen Durchsatzfähigkeit und Wirtschaftlichkeit des Tiegels nicht zukommen. Die Beheizung offener Tiegel, wie sie für hochwertige Glasarten in der Praxis angewendet wird, verbietet sich wieder wegen der Staubverunreinigung.

Um schließlich den Ascheschwierigkeiten ganz aus dem Wege zu gehen, wäre an die Verwendung von indirekt wirkenden Heizkammern zu denken. In diesen muß jedoch eine Temperatur von mindestens 1800° herrschen, um eine Schmelzofentemperatur von 1400—1500° zu erreichen. Solange uns aber feuerfestes Material fehlt, das derartig hohe Temperaturen auf die Dauer aushält, kommt auch die indirekte Beheizung nicht in Frage.

Als Baustoff käme vielleicht Carborundum³⁾ wegen seiner hohen Temperaturbeständigkeit und seiner hohen Wärmeleitfähigkeit in Betracht. Es ließe sich z. B. eine die Kohlenstaubflamme umgebende Carborundum-Muffel denken, die dicht über dem Bad angebracht wird. Sie könnte als ein sich drehender Zylinder mit geringer Neigung ausgebildet werden; auf diese Weise würde die Asche leicht entfernt; außerdem würde durch die Drehung eine einseitige Beanspruchung der Muffel vermieden. Ob dadurch ihre Standfestigkeit hinreichend erhöht wird, ist allerdings zweifelhaft.

Die besten Aussichten bieten sich der Kohlenstaubfeuerung noch bei Glüh- und Strecköfen, die mit verhältnismäßig niedrigen Temperaturen arbeiten und in ihrer Wirkungsweise den kontinuierlichen Glühöfen⁴⁾ der Eisenindustrie ähneln. Wie bei diesen, so dürfte auch bei den Strecköfen die gute Regelbarkeit der Staubfeuerung Vorteile bieten.

Auf einer spanischen Glashütte finden sich kohlenstaubgefeuerte Glühöfen⁵⁾. Die Herdfläche beträgt 10,5·5,6 m; die Brennkammer ist an die Schmalseite

¹⁾ Maetz vertritt allerdings in „Sprechsaal“ 1925, Nr. 10, S. 151/6, die Ansicht, daß die Flugasche beim Schmelzen von Grünglas in Wannenöfen mit Kohlenstaubfeuerung kein unüberwindliches Hindernis biete.

²⁾ Siehe Seite 248 f. ³⁾ Power 58 (1923), Nr. 3, S. 99/100.

⁴⁾ Siehe Seite 294. ⁵⁾ Chaleur & Industrie, Bd. 4 (1923), Nr. 40, S. 498/502.

des Herdes angebaut und gegen diese durch eine Feuerbrücke von 1,25 m Höhe abgetrennt. Der Abstand vom Brennermund bis zur Feuerbrücke beträgt 1,4 m, die Breite der Brennkammer 1,7 m an der Brennerwand und 2,2 m an der Feuerbrücke; die Kammerhöhe ist 1,35 m an der Brennerwand und 1,55 m am Übergang in den Herdraum. Die Achse des Brenners liegt etwa in Höhe der Oberkante der Feuerbrücke. Brennstoff: Lignitkohlenstaub von 4200 bis 4500 kcal, 18 bis 22 vH Asche. Von der Asche bleiben 45 vH im Brennraum, 12 vH werden auf Ofensohle gesammelt, der Rest geht in den Schornstein. Anheizen 1 h 40 min gegen 4 h bei Rostfeuerung. Brennstoffverbrauch zum Anheizen 1100 kg bei einer Arbeitstemperatur im Herd von 850°; Brennstoffverbrauch während Glühzeit 850 bis 900 kg Braunkohlenstaub gegen 1600 kg eines Gemisches von 75 vH Rohkohle und 25 vH Briketten bei Rostbetrieb. Bei Kohlenstaub ist die Glühzeit kürzer, die Güte der Glühung besser als bei Rostfeuerung.

d) Keramische Industrie.

Die Ohio Clay Co. in Cleveland hat ihre Tunnelöfen von rd. 1,7 mal 1,7 m l. W. (siehe Abb. 147) erfolgreich auf Kohlenstaub umgestellt. Zu beiden Seiten des Tunnels befinden sich je 5—7 Brennkammern in einem Achsenabstand von 2,6—3,6 m; die Kammern der linken Seite sind um die Hälfte dieses Abstandes gegen die der rechten Seite versetzt. Der Abstand vom Brennermund bis zur Oberfläche der Ziegelstapel beträgt $\sim 1,7$ m. Die Flamme wird auf diese Länge eingestellt, so daß sie den Einsatz gerade berührt. Der Kohlenstaub wird mit Hilfe der Sternverteilung (Abb. 82) mit etwa 30 vH der Verbrennungsluft zu den Brennern befördert; die restliche Luft wird von außen angesaugt.

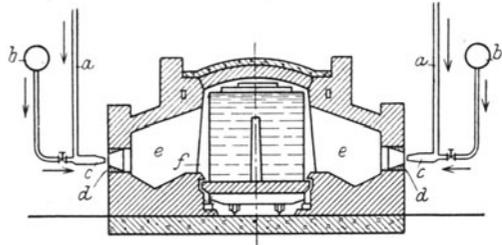


Abb. 147. Kohlenstaubgefeuerter Tunnelofen zum Brennen von Ziegelsteinen.

Durchsatz in 24 h: 38 Wagen oder 76 000 Ziegelsteine; mittlere Wandungstemperatur im Tunnel: 1050°; Brennstoffverbrauch: 68 kg/t Ziegelsteine oder 144 kg/1000 Ziegelsteine¹⁾.

e) Chemische Industrie.

In der chemischen Industrie wird die Kohlenstaubfeuerung bereits in größerem Maßstab angewendet. Aus Fabrikationsgründen halten die Werke Einzelheiten meist noch geheim. Vor allem werden Drehrohröfen verwendet.

¹⁾ Hartford, F. M., Journal of the American Ceramic Society, Bd. 9, S. 684/89, Oktober 1926.

II. Staubfeuerung zur Roheisenerzeugung.

a) Röstöfen für Spateisenstein.

Verwendet werden meist kohlenstaubgefeuerte Drehrohröfen. Sie sind wegen ihrer hohen Wärmeverluste meistens unwirtschaftlich und besitzen außerdem bei hohem Schwefelgehalt der Erze kurze Lebensdauer. Diesem Nachteil steht die gute Regelbarkeit der Flammentemperatur gegenüber.

Infolgedessen können unzulässig hohe, zu unerwünschter Sinterung führende Rösttemperaturen vermieden werden.

Von einem amerikanischen Werk wird als Kohlenverbrauch 7,5 vH des Aufgabegutes genannt.

Der zur Röstung von Siegerländer Spateisenstein dienende Schachtofen (Abb. 148) besteht aus einem senkrechten Schacht und zwei seitlichen schrägen Brennkammern, in denen

sich die Kohlenstaubflamme entwickelt. Das Aufgabegut wird im Schacht durch die aufsteigenden Abgase vorgewärmt und beim Herabgleiten in der Brennkammer von der Kohlen säure befreit. In den unten an

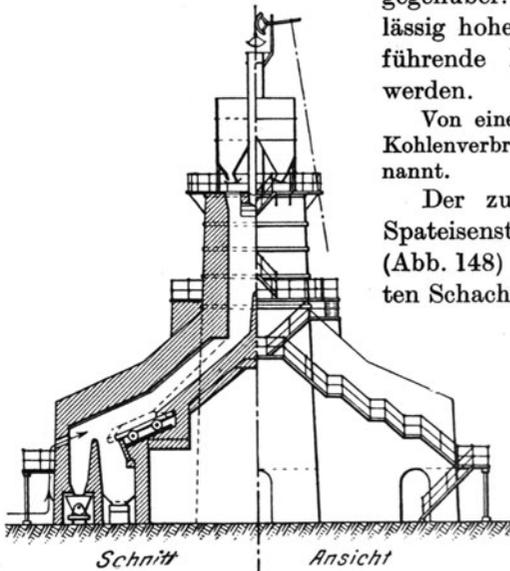


Abb. 148. Schachtofen zum Rösten von Spateisenstein.

die Brennkammer anschließenden Kühlkammern wird die fühlbare Wärme des Röstgutes zur Vorwärmung der Verbrennungsluft benutzt; diese wird in regelbaren Mengen durch das Mauerwerk in den Brennraum und Ofenschacht eingeführt.

Der geröstete Spat wird der Kühlzone durch einen beweglichen Tisch entnommen; er kann auch bei kleineren Öfen von Hand ausgetragen werden. Infolge der schrägen Anordnung der Brennkammern läßt sich auch Feinspat ohne Behinderung des Ofenzuges rösten. Der Ofen ist mit gutem Erfolg versuchsweise auch zum Brennen von Kalk verwendet worden¹⁾.

Je nach der Feinheit des Aufgabegutes leistet der Ofen 55—80 t Rostspat in 24 h bei einem Brennstoffverbrauch von 110—160 kg grob gemahlener Westwälder Lignitkohle mit 4200 kcal/kg, bezogen auf 1 t Rostspat; dies entspricht einem Wärmeverbrauch von $0,462 \cdot 10^6$ bis $0,672 \cdot 10^6$ kcal²⁾.

¹⁾ Schäfer a. a. O. ²⁾ Stahl u. Eisen 47 (1927), Nr. 23, S. 969.

b) Öfen zum Sintern von Feinerz und Gichtstaub.

Ähnliche Verhältnisse wie bei Drehrohr-Röstöfen liegen bei Drehrohr-Agglomerieröfen vor, bei denen die Temperatur zwar hoch genug sein muß, um ein Agglomerat des Erzes bzw. Gichtstaubes bilden zu können, aber nicht so weit steigen darf, daß das Agglomerat verschlackt und an den Wänden des Drehofens festbackt. Der Erfolg ist von vornherein zweifelhaft und hängt wesentlich von der Art des Einsatzes ab.

Ein deutsches Hüttenwerk gibt folgendes an:

Durchsatz an Gichtstaub 300 t in 24 Stunden. — Erzeugung von Gichtstaubagglomerat 250 t. — Erzeugung von Schliechagglomerat 380 bis 425 t. — Eisengehalt bei Gasstaub 42 bis 50 vH, bei Schliech 62 bis 65 vH. — Kohlenverbrauch 70 bis 75 kg je t Agglomerat.

Der Drehofen hat eine Gesamtlänge von 56 m bei einem Außendurchmesser des Blechmantels von 2800/3500/2300 mm. Der lichte Durchmesser der Ausmauerung beträgt bei Schliech: 1950/2956/1856 mm, bei Gichtstaub: 2096/1750/2956/1856 mm.

Trockner und Röhrmühle setzen 3000 kg/h durch, bei einer Feinheit, die einem Rückstand von 8 vH auf dem 5000-Maschensieb entspricht. Zur Verarbeitung kommt Fettkohle von 10 bis 25 mm Stückgröße mit 8 bis 10 vH Wasser und 20 bis 25 vH flüchtigen Bestandteilen.

Eine nach dem Ramén- oder Gröndal-Verfahren arbeitende Sinteranlage für Kiesabbrände und Magnetitschliech findet sich auf den Cockerillwerken in Seraing (Belgien)¹). Das vorbrikettierte Erz wandert auf kleinen Plattenwagen durch einen Tunnelofen, der durch Trennschieber in drei Teile zerfällt. Der mittlere Teil wird durch eine schräg durch die Decke eingeführte, gegen das Einsatzende gerichtete Kohlenstaubflamme beheizt; die Abgase ziehen nach beiden Enden ab. Die durch das Austragende angesaugte Verbrennungsluft dient gleichzeitig zur Kühlung des gesinterten Gutes. Um die Flammenatmosphäre und Ofentemperatur in weiten Grenzen regeln zu können, wird ein Teil der Abgase aus dem Einsatzende des Ofens zurückgesaugt und dem Brenner zugeführt.

Der Ofen leistet 140 t/24 h, d. h. für 1 m Ofenlänge 2 t/24 h. Der Kohlenverbrauch wird mit 6 vH angegeben. Die Leistung ist etwa doppelt so groß wie bei dem alten Ramén-Ofen²). Der Kraftbedarf beträgt nur 5 kWh/t; dafür ist der Lohnstundenaufwand ungewöhnlich hoch. Die Gesamtkosten der Brikettierung sind höher als bei dem Dwight Lloyd-Verfahren. Der Vorteil des verbesserten Ramén-Verfahrens besteht in der großen Anpassungsfähigkeit der Kohlenstaubflamme an die verschiedenen Einsatzarten.

c) Hochöfen.

Zur Beeinflussung des Ofenganges werden von verschiedenen Hochofenwerken seit langer Zeit feinkörnige Schmelz- oder Brenn-

¹) Stahl u. Eisen 46 (1926), S. 1563 und Rev. Mét. 22 (1925), S. 697—702.

²) Bericht 72 des Hochofenausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute S. 9.

stoffe durch die Blasformen in die Schmelzzone der Hochöfen ein-geblasen¹⁾. Während das Verfahren für die Verarbeitung von Schmelzstoffen praktisch durchgeführt werden kann, ist seine Verwendung für Brennstoffe noch nicht einwandfrei gelungen. Der Brennstoff wird in der üblichen Weise aus Bunkern, die neben dem Ofen stehen, durch Schnecken, oder besser noch durch Fächerwalzen²⁾, welche bedeutende Druckunterschiede zulassen, entnommen und der Blasform zugeführt. Für den Hochöfner handelt es sich darum, feine Brennstoffe dem Ofen zuzuführen, ohne sie den umständlichen Brikettier- oder Sinterprozeß durchmachen zu lassen, oder aber eine Zusatzbeheizung im Gestell zu schaffen, um die Eisenqualität zu verbessern, oder „kranke“ Öfen wieder in Gang zu bringen. Aber gerade in diesem Fall versagt das Verfahren häufig, weil die Staubzufuhr nur so lange gelingt, wie der Ofen flott geht, und sofort aufhört, wenn der Ofen bei Rohgang oder Hängeerscheinungen keinen Wind mehr annimmt. An sich müßten sich mit staubförmig eingeblasenen Brennstoffen kürzere Brennzeiten und daher höhere Temperaturen erzielen lassen als mit Stückkoks. Dem steht jedoch entgegen, daß der eingeblasene Brennstoff fast immer kalt eingeführt wird und daher in der empfindlichsten Ofenzone u. U. eine niedrigere Verbrennungstemperatur erzeugt, als wenn der geeignete und im Schacht auf 1500° vorgewärmte Stückkoks im Verbrennungsraum vor die Formen gelangt. Auch wird dem Verfahren entgegengehalten, daß bei den im Gestell herrschenden Temperaturen die Verbrennung vorwiegend nur bis zur CO-Bildung erfolgen könne und auch aus diesem Grunde keine durchgreifende Wärmetönung zu erzielen sei. Versuche haben allerdings in einem Falle ergeben, daß in der Umgebung der Blasformen verhältnismäßig hohe CO₂-Gehalte (16 und 18 vH) gefunden wurden. Da die zur Verbrennung erforderlichen Räume, in denen sich die Flamme entfalten kann, im allgemeinen nicht vorliegen, kommt es vor, daß unverbrannter Brennstaub sowohl an den vor den Formen liegenden Erz- und Koksstücken anhaftet, als auch durch die Gicht entweicht. Je nach dem, wie stark die obigen Schwierigkeiten und Bedenken die an sich der Staubverbrennung eigene hohe Wärmetönung beeinträchtigen, sind auch die praktischen Ergebnisse sehr unterschiedlich.

Während in einigen Fällen selbst bei Koksstaubmengen bis zu 50 vH des Möllerkokes nur unwesentliche Änderungen in der Schlacke und überhaupt keine Steigerung des Siliziumgehaltes im Eisen festgestellt wurden, stellte sich in anderen Fällen bei mattem Ofen schon kurze Zeit nach dem Einblasen hellere Schlacke und ein heißeres Eisen ein.

¹⁾ Bertram: Das Einblasen von Schmelz- und Brennstoffen in die Gestellzone der Eisenhochöfen. Arch. Eisenhüttenwes. 1 (1927), Nr. 1, S. 19—32.

²⁾ Siehe Abb. 114 u. 115.

Man fand in einem Falle, daß für jedes durch die Formen eingeblasene Kilogramm Koksstaub 0,75 kg Stückkoks an der Gicht gespart wurden. Auf einem Werke wurde längere Zeit hindurch eine Koksstaubmenge eingeblasen, die etwa 10 vH der gesamten Brennstoffmenge betrug.

Ein abschließendes Urteil über den Brennstaubzusatz durch die Formen ist noch nicht möglich. Patentanmeldungen und mehrere noch nicht abgeschlossene Werksversuche lassen vermuten, daß sich schließlich doch eine erfolgreiche Lösung finden wird. So schlägt Bansen vor, den Brennstaub nicht in die empfindliche heiße Ofenzone, sondern etwas höher in die Beschickung einzublasen; dadurch wird ein Teil der obigen Nachteile vermieden, gleichzeitig aber bei matten Öfen der in Form von Brennstaub eingeblasene Kohlenstoff schneller wirksam werden, als wenn er durch die Gicht eingesetzt würde.

d) Verfahren zur direkten Eisenerzeugung aus Erz.

Bei dem Verfahren von Basset wird Kohlenstaub als Brennstoff- und Reduktionsmittel in einem Drehrohrofen verwendet¹⁾. Der zu den Versuchen benutzte Ofen hat einen Durchmesser von 2,5 m und eine Länge von 40—50 m. Das Eisen soll als Eisenschwamm anfallen, der nach Trennung von der Gangart in Magnetscheidern im Martinofen eingeschmolzen wird. Basset behauptet, den Kohlenstaub durch geeignete Regelung von Menge und Vorwärmung der Verbrennungsluft nur zu CO verbrennen zu können. Die von Wüst vorgenommene kritische Durchrechnung des Verfahrens nach der wärmetechnischen und wirtschaftlichen Seite läßt jedoch keinerlei Vorteile gegenüber dem bisherigen Wege der Eisenerzeugung erkennen²⁾.

Bei dem Verfahren der Hornsey Iron Co. in Workshop bei Sheffield wird der Reduktionsvorgang auf drei untereinander liegende Drehtrommeln mit einem Durchmesser von 1,5 m bei je 10 m Länge verteilt. Der Kohlenstaub wird in die mittlere Trommel eingeblasen; in dieser findet die eigentliche Reduktion statt, während in der oberen Trommel das Erz durch die Abgase der Mitteltrommel vorgewärmt wird. Die Verbrennung wird derart geführt, daß die Temperatur an keiner Stelle 1050° überschreitet. Die untere Trommel dient zur Abkühlung des reduzierten Eisenschwammes, der anschließend auf einem Magnetscheider von der Gangart getrennt wird. Im Gegensatz zum Basset-Verfahren erfolgt die Verbrennung mit Luftüberschuß, so daß das Abgas neben CO₂ nur Spuren von CO enthält. Wie trotzdem eine Erzreduktion möglich sein soll, wird leider nicht erklärt; vielleicht fällt ein Teil des Kohlenstaubes unverbrannt auf die Oberfläche des Einsatzes, so daß die Gleichung $\text{CO}_2 + \text{C} = 2 \text{CO}$ zutrifft. Die Leistung der Versuchsanlage soll bei Verwendung eines Erzes mit 40 vH Fe 5 t/h Erz betragen, entsprechend 2 t/h Eisen mit etwa 99 vH Fe; der Kraftverbrauch für den mecha-

¹⁾ Die direkte Erzeugung von Eisen unter Umgehung des Hochofens ist bereits verschiedentlich versucht worden (D. R. P. Nr. 15356 von G. Duryee aus dem Jahre 1882, D. R. P. Nr. 157582 von Dr. E. Fleischer aus dem Jahre 1903 und D. R. P. Nr. 282574 vom Eisenwerk Jagstfeld aus dem Jahre 1913). Keines dieser Verfahren hat praktische Bedeutung erlangt; sie alle benutzen generatorgas- oder ölgefeuerte Drehrohröfen.

²⁾ Stahl u. Eisen 41 (1921), S. 1841/8.

nischen Teil soll 18 bis 27 kWh/t Eisen, die Herstellungskosten sollen einschließlich Magnetscheidung, jedoch ohne Erzkosten, je nach dem Eisengehalt des Erzes zwischen 19,1 und 35,7 M. betragen¹⁾.

Bei dem von Professor Vermaes von der Technischen Hochschule Delft in Holland ausgearbeiteten Verfahren wird das Erz in sauerstoffreicher Umgebung erhitzt und dann in einen engen, kurz gebauten Drehrohrofen gebracht, der mit Gas beheizt wird. Durch Zugabe von Kohlenstaub zu dem heißen Erz wird dieses sehr schnell reduziert und in Eisenschwamm umgewandelt. Das anfallende Gas besteht in der Hauptsache aus Kohlenoxyd und wird zum Erhitzen des Erzes, zum Aufrechterhalten der Temperatur in der Reduktionszone und zum Schmelzen des Eisens im Martinofen verwendet. Der Kohlenverbrauch soll 56,3 vH des Stahlausbringens betragen²⁾.

Keines der obigen Verfahren hat bisher praktische Bedeutung erlangt. Allerdings soll das Hornsey-Verfahren demnächst von einer der U. S. Steel Corp. nahestehenden Gesellschaft in Lorain, O. in einer Anlage von 200 bis 250 t Tagesleistung ausgewertet werden³⁾.

e) Koksöfen.

Bei diesen ist bekanntlich vor allem eine möglichst gleichmäßige Beheizung großer Flächen (Koksöfenwände) zu fordern. Dieser Bedingung dürfte die Kohlenstaubfeuerung wegen der leichten Beherrschbarkeit von Flammenlänge und Flammentemperatur besser entsprechen, als im allgemeinen angenommen wird. Es wäre z. B. an eine Vielheit langer, etwa von oben nach unten gerichteter Einzelflammen zu denken. Auf Regenerativkammern wäre wahrscheinlich zu verzichten und mit Rekuperatoren oder aus Eisenblech hergestellten Luftvorwärmern auszukommen. Da die Wandungstemperaturen an der Heizseite in der Regel 1300° nicht überschreiten, kann auf Luftvorwärmung auch gänzlich verzichtet und die Abhitze wie bei den mit Reichgas befeuerten Koksöfen älterer Bauart in Abhitzekesseln verwertet werden. Jedenfalls dürften sich kohlenstaubgefeuerte Koksöfen verhältnismäßig billig bauen lassen. Die Kohlenstaubfeuerung sollte daher mehr als bisher beachtet werden. Vor allem erscheint es im Hinblick auf die Ferngasversorgung erwünscht, das erzeugte Koksofengas in möglichst großem Umfang nach außen abzugeben und für die Beheizung minderwertige, schwer verkäufliche Sorten zu verwenden. Lassen sich die im Ofen zu erwartenden Schwierigkeiten überwinden, was durchaus möglich erscheint, so ist der Bau einer billigen kohlenstaubgefeuerten Ofenbatterie einschließlich Aufbereitungsanlage vielleicht einer teuren Verbundbatterie mit Koksgrusvergaseranlage vorzuziehen. Auch gegenüber der Hochofengasbeheizung, die ebenfalls eine teure Verbundbatterie voraussetzt und außerdem nur bei Anlagen in unmittelbarer Nähe des Hochofenwerks in Frage kommt, ist die Kohlenstaubfeuerung möglicherweise wirtschaftlich.

III. Staubfeuerungen in Stahlwerken.

a) Siemens-Martin-Öfen.

1. Zweck. Die S.-M.-Öfen dienen der Erzeugung gewöhnlicher und legierter Stahlsorten für Walzwerke und Stahlgießereien; sie arbeiten nach dem bekannten Siemens-Regenerativ-Verfahren und bestehen im wesent-

¹⁾ Stahl u. Eisen 44 (1924), S. 1619/20; Iron Trade Rev. 74 (1924), S. 478, S. 1635/6.

²⁾ Harvey a. a. O. S. 334. ³⁾ Wüst: Stahl u. Eisen, 47 (1927), Nr. 23, S. 962.

lichen aus einem Oberofen mit Schmelzherd und beiderseitig angebauten Köpfen sowie einem Unterofen mit Regenerativkammern zur Vorwärmung von Luft und Gas. Übliche Brennstoffe sind: Generatorgas sowie Mischgas aus Hochofen- und Koksgas, außerdem in Amerika Naturgas und Öl; in einzelnen Fällen wird auch mit reinem Koksgas gearbeitet.

2. Geschichtliches. Kohlenstaub ist bisher nur in vereinzelten Fällen angewendet worden. Längere Betriebserfahrungen liegen nur von Amerika vor. Dort schien die Staubfeuerung eine Zeitlang unter dem Druck der Öl- und Gasknappheit der Kriegsjahre größeren Umfang anzunehmen, da sie den an Öl und Naturgas gewöhnten Betrieben gegenüber Generatorgas den Vorteil schnellerer und billigerer Umstellung bot; aber auch Generatorgas wurde durch Kohlenstaub ersetzt. Im ganzen hat sich der Staubbetrieb auf etwa 15 verschiedene Werke ausgedehnt. Die im Unterofen auftretenden Schlackenschwierigkeiten waren jedoch so groß, daß die meisten Hüttenwerke in den Nachkriegsjahren wieder zu ihrer ursprünglichen Beheizungsart übergingen. Heute verwenden, soweit bekannt, nur noch zwei Werke Kohlenstaub, und zwar wohl nur deshalb, weil ihnen eine besonders günstige, aschearme Kohle zur Verfügung steht.

In den Nachkriegsjahren wurden ferner auf einem rheinischen und einem oberschlesischen Werk Versuche an je einem Ofen gemacht. Sie mußten jedoch infolge der ungünstigen wirtschaftlichen Verhältnisse vorzeitig abgebrochen werden, ohne zu greifbaren Erfolgen geführt zu haben.

Gelänge es, die bisherigen technischen Schwierigkeiten zu überwinden, so könnte aus den unverkennbaren Vorteilen des Staubbetriebes praktischer Nutzen gezogen werden. Gleichzeitig würde der S.-M.-Ofen für die Brennstoffwirtschaft als Großabnehmer Bedeutung erlangen. Es ist daher auf die bisherigen Erfahrungen und die aus ihnen zu ziehenden Lehren näher einzugehen.

3. Köpfe, Brenner, Mahlfeinheit. Der typische amerikanische Kohlenstaubofen (Abb. 149) lehnt sich im wesentlichen an den ölgefeuerten Ofen an und zeichnet sich wie dieser durch die Einfachheit seiner Köpfe aus. Da die Richtung der Flamme wesentlich durch den Brenner bestimmt wird, kann auf die bei Gasöfen nötige Verjüngung der Köpfe verzichtet werden; die Ofendecke verläuft daher fast gradlinig von Kopf zu Kopf. An Stelle der senkrechten Gas- und Luftzüge tritt ein einziger Schacht. Durch diese Vereinfachungen entsteht ein verhältnismäßig billiger Ofenkopf; auch seine Haltbarkeit ist befriedigend, da die bei Gasöfen übliche Auswaschung der Kopfzüge fortfällt.

Von der Verbrennungsluft gelangen 12—20 vH in kaltem oder mäßig vorgewärmtem Zustande mit dem Staub als Primärluft durch den Bren-

ner in den Ofen, so daß die in den Kammern erhitzte Sekundärluft nur etwa 80—88 vH des gesamten Luftbedarfs beträgt. Durch die in

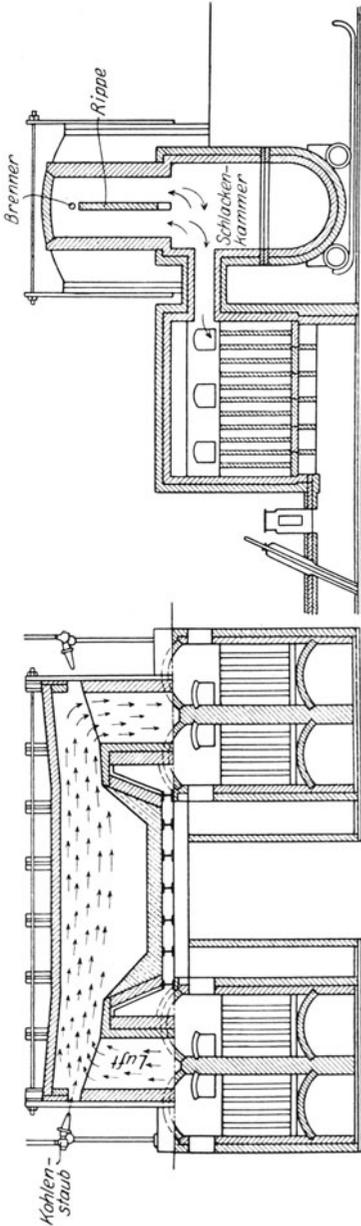


Abb. 149. Amerikanischer Siemens-Martinofen mit Kohlenstaubfeuerung.

den senkrechten Zug eingebaute Rippe wird verhindert, daß die Flamme gegen die Decke abgelenkt wird. Die Flammenlänge läßt sich in weiteren Grenzen als bei Generatorgas regeln. Zu diesem Zweck wird bei den meisten Brennern neben Ventilatorluft von 100—350 mm W.-S. noch Preßluft von 4—7 atü verwendet, die auch zum Ausblasen von Koksansätzen dient. Seltener sind Brenner, die nur mit Preßluft arbeiten (Abb. 123). Entweder wird der ganze Brenner oder nur sein Mundstück schwenkbar angeordnet, so daß sich die Flammenrichtung wie bei Ölfeuerungen leicht beherrschen läßt. Man kann durch kurze, auf den Einsatz gerichtete Flammen auch sperrigen Schrott schnell einschmelzen und im späteren Verlauf der Charge wie bei Generatorgas lange, über das Bad wallende Flammen erzeugen. Um die Brenner nicht unnötig der Hitze auszusetzen, werden sie wie bei Ölfeuerungen häufig nach dem Umschalten vom abziehenden Kopf weggezogen; die Verbindung mit dem Speiser erfolgt entweder durch Schläuche oder durch Posaunenrohre (Abb. 123) oder durch einen mit Stopfbüchse versehenen Hohlzapfen, welcher als Drehpunkt für das den Brenner tragende Gestell dient (Abb. 151).

Die Mahlfeinheit des Kohlenstaubes beträgt etwa 10 vH. Rückstand auf dem 4900 Sieb und hält sich damit in den üblichen Grenzen.

Wenn sich die Kopfanordnung nach Abb. 149 auch im allgemeinen gut bewährt hat und der Brennstoffverbrauch nicht ungünstig ist (Zahlentafel 24), so läßt sich die Verbrennung doch noch verbessern. Es wäre daher an ähnliche Mittel zu denken, wie sie in den letzten Jahren bei gasgefeuerten Öfen angewendet wurden. Vor allem muß die Mischung des aus dem Brenner austretenden Staubstrahls mit der heißen Luft verbessert werden, ohne daß der Vorteil einfacher Kopfformen allzusehr geopfert wird.

Z. B. könnte von der Injektorwirkung der Kohlenstaubflamme besserer Gebrauch gemacht werden, indem die Seitenwände beim Übergang vom Kopf zum Herd eine venturiartige Einschnürung erhalten; diese würde allerdings nach einiger Zeit wie bei Gasöfen durch die auswaschende Flammenwirkung mehr oder weniger unwirksam gemacht werden.

Es wäre daher wohl vorteilhafter, die einfache kastenartige Kopfform beizubehalten und zur besseren Erfassung der Luft nicht einen, sondern mehrere Brenner zu verwenden.

Ferner wäre zu erwägen, die Brennermündstücke wie bei Ölbetrieb mit wassergekühlten Mänteln zu umgeben und je nach Kohle- und Betriebsverhältnissen mehr oder weniger weit in den Ofenkopf vorzuschieben. Infolge der hierbei eintretenden Veränderung der Mischintensität läßt sich die Flammenlänge in ein-

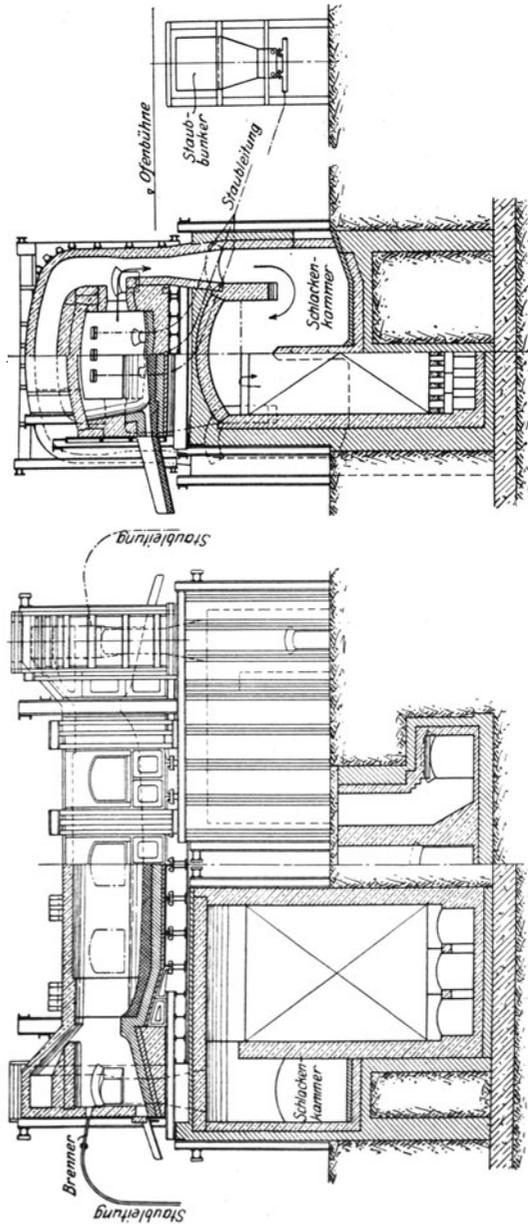


Abb. 150. Siemens-Martinofen nach dem Vorschlag von Fr. Zimmermann in Troisdorf (Entwurf).

facher Weise ändern und der heißeste Punkt der Flamme mehr oder weniger tief in den Herdraum verlegen.

Sollte sich herausstellen, daß Vorverbrennung und Vorentgasung bei verhältnismäßig niedrigen Temperaturen für den Verbrennungsvorgang vorteilhaft sind, so ließe sich dieses Prinzip z. B. dadurch verwirklichen, daß man allen oder einem Teil der in den Ofen hineinragenden Brenner Erweiterungen gibt, in welchen infolge der Rückstrahlung vom Herde oder unter dem Einfluß der den Brenner von außen umspülenden Heißluft eine teilweise Vorverbrennung und Vorentgasung stattfindet.

Zimmermann schlägt in Anlehnung an die Gaspraxis vor, die Heißluft schräg von oben an den Kohlenstaub heranzubringen, so daß die Flamme auf das

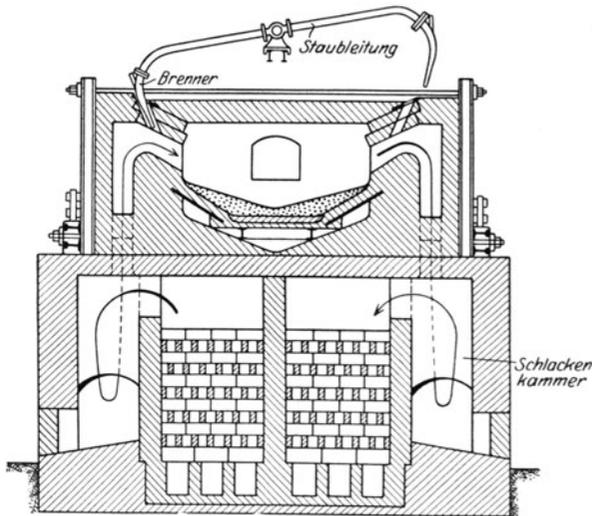


Abb. 151. Siemens-Martinöfen für Stahlguß von rund 1 t Fassung (Entwurf).

Bad gerichtet bleibt (Abb. 150). Auch hier findet in dem Ofenkopf eine gewisse Vorverbrennung statt. Durch das große Volumen des Ofenkopfes soll erreicht werden, daß die abziehenden Gase einen Teil der mitgerissenen Schlacke abscheiden, bevor sie durch die seitlichen Öffnungen in die nach unten führenden Züge eintreten. Es ist anzunehmen, daß sich im abziehenden Kopf bildende Schlackenansätze nach der Umschaltung durch die heiße Flamme herunterschmelzen und durch die seitlich angebrachten Schlackenrinnen abziehen lassen.

Der Kohlenstaub könnte auch in der in Abb. 151 gezeigten Weise schräg von oben in den Luftzug eingeführt werden; diese Anordnung dürfte sich besonders für Kleinöfen mit verhältnismäßig kurzen Flammen eignen.

Von der amerikanischen Anordnung abweichend wurde der Ofenkopf auf einem deutschen Werk als Brennkammer mit Steiflamme ausgebildet (Abb. 152). Bei derartigen Anordnungen kann die Trennung von Verbrennungs- und Arbeitsraum leicht zu weit getrieben werden, so daß die Flamme ihre Höchsttemperatur bereits vor dem Herdraum erreicht. Die Folge sind ungenügender Wärmeübergang

an das Bad und hohe Kopftemperaturen. Es wird dann auch berichtet, daß bereits nach 7 Chargen die Gewölbe bei $a-a$ fast gänzlich fortgeschmolzen waren¹⁾. Gegen die senkrechte Flamme spricht ferner noch die geringe Regelbarkeit ihrer Länge. Die zugunsten der Steilflamme angeführte Schlackenabsonderung ist wahrscheinlich nach den bei Stoßöfen gesammelten Erfahrungen nicht so groß, daß dadurch Bad und Kammern merklich entlastet würden.

Würde man Steilflammen über dem Herdraum selber, sei es verteilt oder vereint, etwa über Herdmitte erzeugen (Abb. 154), so würde der Wärmeübergang an das Bad

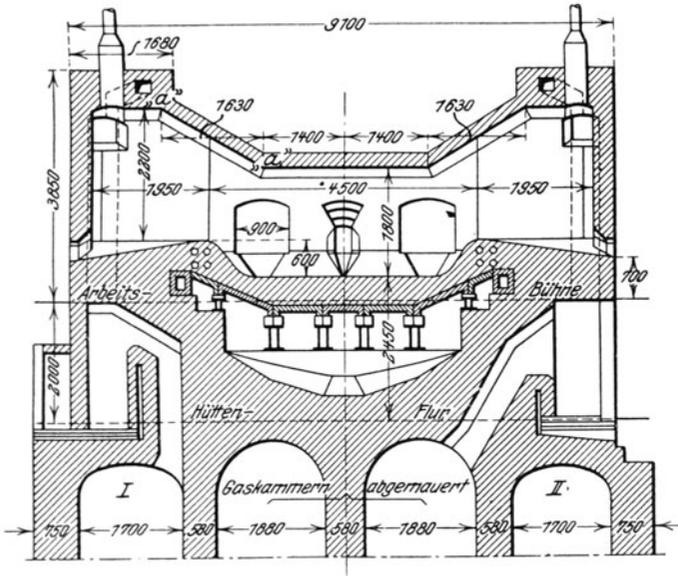


Abb. 152. Siemens-Martinofen der Vereinigten Stahlwerke, vormalig van der Zypen und Wissner Eisenhütten A.G.

wahrscheinlich recht günstig werden. Um eine übermäßige Erhöhung des Herdraumes und damit vermehrte Abstrahlung durch die Seitenwände zu vermeiden, sind möglichst kurze Flammen zu erstreben. Ein zu hoher Herdraum würde vielleicht auch infolge seiner großen Gasstrahlung die Haltbarkeit der Decke ungünstig beeinflussen, wenn diese nicht durch geeignete Zufuhr der Sekundärluft hinreichend gekühlt wird. Die Beheizung des Herdes von der Decke aus ist ferner deshalb erwägenswert, weil sie sich der Verwendung von Rekuperatoren zwanglos anpaßt, die, wie noch gezeigt wird, bei der Staubfeuerung gewisse Vorteile bieten. Betriebs Erfahrungen liegen noch nicht vor.

4. Herd, Bad, Qualitäten. Am Herd sind bei Umstellung auf Kohlenstaub in der Regel keine Änderungen vorzunehmen. Die Badoberfläche liegt bei den verschiedenen Ausführungen zwischen 0,6 und 1 m²/t Aus-

¹⁾ Schmitz, W.: Stahl und Eisen, Bd. 44, Nr. 11, S. 285 f. 1924.

bringen, je nachdem, ob vorwiegend mit Erz oder Schrott gearbeitet wird. Danach bewegt sich die Herdbelastung in den bei anderen Feuerungsarten üblichen Grenzen. Sie ist sogar etwas höher als bei Generatorgas anzunehmen, da die Chargendauer in einer Anzahl von Fällen bei Kohlenstaub zurückging. Die langen Schmelzzeiten der Zahlentafel 24 sind durch den in Amerika üblichen hohen Roheiseneinsatz bedingt. Die Schmelzdauer wird vor allem dadurch verkürzt, daß der Wärmeübergang von der Flamme an das Bad infolge der höheren Temperatur und Strahlung der Staubflamme zunimmt, obwohl die auf dem Bad abgeschiedene Kohenschlacke einen Wärmestau bildet. Dieser kann aber nicht bedeutend sein; anderenfalls müßte auch die Deckenhaltbarkeit erheblich abnehmen, was jedoch nicht der Fall ist. Ein Werk gibt 200, ein anderes 250 Chargen an, wobei es hinzufügt, daß die Haltbarkeit besser als bei Ölbetrieb sei. Diese für deutsche Begriffe niedrigen Werte halten sich innerhalb der bei amerikanischen ölgefeuerten Öfen üblichen Grenzen. Das gleiche gilt von den Seitenwänden. Ein europäisches Werk gibt an, daß die Decke noch nach 120 Chargen in tadellosem Zustand war.

Daß die auf dem Bade abgeschiedene Kohlenaschenmenge nicht bedeutend ist, lehrt auch der Augenschein; Messungen liegen jedoch nicht vor. Je nachdem, ob die Badschlacke basisch oder sauer ist, wirkt die Kohlenasche als Fluß- oder Versteifungsmittel. Durch die dem Hüttenmann geläufigen Zuschläge, die entweder schon mit der Kohle durchzumahlen sind oder erst dem Bad zugesetzt werden können, läßt sich die erwünschte chemische und physikalische Beschaffenheit der Badschlacke leicht erreichen.

Über eine Rückphosphorung des Bades durch Kohlenstoff, der von unverbranntem Kohlenstaub herrührt, ist bisher nichts bekannt geworden.

Der aus der Kohle stammende Schwefel ist bei sperrigem Schrott oder kaltem Einsatz schädlicher als bei flüssigem Einsatz. Ein Werk will festgestellt haben, daß vom Kohlenschwefel um so größere Mengen als schwefelige Säure in die Ofenabgase übergehen, je größer ihre Menge und je höher ihre Temperaturen sind. Es gibt daher für jeden Ofen einen bestimmten Luftüberschuß, bei dem die Schwefelung des Bades am geringsten ist; jenseits dieses Punktes steigt sie sowohl bei abnehmendem wie zunehmendem Luftüberschuß, und zwar das eine Mal, weil die Luftmenge nicht zur Verbrennung des Schwefels genügt, und das andere Mal, weil die Temperatur über dem Herd zu stark abfällt. Wenn sich die Kammern im Laufe der Reise mit Asche zusetzen und infolgedessen der Ofen kälter geht, nimmt die Schwefelaufnahme des Bades zu¹⁾. Stets aber

¹⁾ Mech. Engg. Bd. 45, Nr. 11, S. 651 f. 1923; Iron Age Bd. 113, S. 521. 1924.

läßt sich der Badschwefel durch basisches Futter und Kalkzuschläge hinreichend meistern; jedoch sind Kohlen mit mehr als 1,5 vH Schwefel nicht erwünscht. Bei saurem Futter hat sich der Kohlenstaubbetrieb bisher nicht bewährt.

Eine Qualitätsänderung nach Übergang zu Kohlenstaub ließ sich im allgemeinen nicht feststellen. Hervorgehoben wird von verschiedenen Werken, daß sich die Kohlenstaubflamme den metallurgischen Erfordernissen nicht nur in ihrer Länge, sondern auch in ihrer frischeden oder reduzierenden Wirkung vorzüglich anpassen läßt, ohne daß wie bei Generatorgas durch die Gicht- und Stochperioden unerwünschte Schwankungen in der Flammenwirkung eintreten. Ein amerikanisches Werk stellt seit über 10 Jahren hochwertigen Stahlguß für Eisenbahnmateriale (Waggonkupplungen und Untergestelle) in 23 t-Öfen her; es gibt als besonderen Vorteil an, daß die Chargen heißer als bei Generatorgasbetrieb laufen und infolgedessen der Ausschub abgenommen hat. Ein anderes Werk gießt etwa ebenso lange aus einem staubgefeuerten 50 t-Ofen Blöcke, die auf Draht weiterverarbeitet werden.

5. Schlackenammern, senkrechte Züge. Hat der Ofen keine ausgeprägten Schlackenammern, sondern nur Schlackensäcke, so ist es ratsam, die Gaskammer auszuräumen und zur Schlackenammern zu machen, indem sie einen schrägen Boden (Abb. 151) oder einen ausfahrbaren Schlackenwagen (Abb. 149) erhält. Die den Kopf und die Schlackenammern verbindenden Züge müssen möglichst weit sein, damit sie sich nicht zusetzen. Beim Übergang aus dem Zug in die Schlackenammern muß sich der Querschnitt erweitern, damit die flüssige Schlacke freifallend in den Wagen oder auf den Boden tropfen kann, ohne an den Wänden haften zu bleiben. Der Wagen wird meistens mit Rücksicht auf Luftdichtheit in den Kammerraum eingemauert. Er wird auf einem Werk Sonntags ausgefahren, entleert und aufs neue eingemauert; diese Arbeit nimmt einen ganzen Vormittag in Anspruch.

6. Regenerativammern. Grundsätzlich ist zu beachten, daß die Gasvorwärmung fortfällt und daß die Luftvorwärmung wegen der höheren Temperaturen der Kohlenstaubflamme nicht so hoch wie bei Generatorgas getrieben zu werden braucht. Man wird daher mit rund 60 vH der bei Generatorgas nötigen Regenerativheizfläche auskommen. Hat der umzustellende Ofen bereits eine Schlackenammern, so läßt sich die Gaskammer mit der Luftammern vereinigen. Es lassen sich dann größere Gitterdurchgänge verwenden, die wegen der Verschlackung sehr erwünscht sind. Statt dessen kann aber auch nur eine Kammer zur Zeit benutzt werden, während an der anderen Säuberungsarbeiten vorgenommen werden.

Die Kammergrößen liegen bei 2,5—4,5 m³/t Ofenfassung. Die Gittersteine werden meistens in Rostpackung verlegt. Während bei einigen

Öfen die alte Zustellung mit 3''·6''·16'' (76·152·406 mm) Steinen und 6''·6'' (152·152 mm) Gitterdurchgängen aus dem Generatorgasbetrieb beibehalten wurde, gingen andere Werte zu weitmaschigeren Zustellungen über; es finden sich u. a. Steine von 3''·9''·21'' (76·229·534 mm), 4''·9''·24'' (102·229·610 mm), 6''·11,5''·14'' (152·292·355 mm) und Durchgänge von 6''·9'' (152·229 mm), 9''·11'' (229·279 mm) und 11¹/₂''·11¹/₂'' (292·292 mm). Die Heizfläche nahm bei der weiteren Zustellung von rund 12 auf 8 m²/m³ ab.

Auf dem Werk mit der zuerst genannten (engen) Zustellung mußte trotz sehr reiner Kohle (rund 6 vH Asche) die obere Gitterlage durch besondere Öffnungen von Aschen- und Schlackenansätzen in häufigen Abständen befreit werden. Ebenso mußte die unter den Gittern angesammelte Asche in kurzen Zeitabständen von Hand durch Kratzer entfernt werden. Da die Öffnungen jedesmal aufgebrochen und wieder zugemauert wurden, waren für je 2 Öfen und 24 Stunden ein Maurer und ein Schlackenmann erforderlich. Die Schlacke war ziemlich feinkörnig und ließ sich von den Gittern leicht lösen. Als vorübergehend zu einer aschereicheren Kohle (12 vH) mit niedrigem Schlackenschmelzpunkt übergegangen wurde, setzten sich die Gitter in kurzer Zeit zu. Bei guter Kohle mußten die Kammern nach 150 Chargen ausgeräumt werden, wobei der größere Teil der Steine wieder verwendet werden konnte. Bei den weitmaschigen Zustellungen brauchte nicht so häufig gereinigt zu werden. Die Haltbarkeit der Steine ließ aber trotzdem zu wünschen übrig. Wenn die oberen Gitterlagen nach 150—160 Chargen erneuert wurden, brauchte die ganze Kammer in einigen Fällen erst nach rund 300 Chargen ausgeräumt zu werden; diese Zahl ist jedoch im Vergleich mit Gas- und ölgefeuerten Öfen immer noch ungünstig. Wie Zahlentafel 24 zeigt, wurden in den meisten Fällen besonders aschearme Kohlen verwendet. Es ist daher anzunehmen, daß bei denjenigen in Deutschland üblichen Kohlenarten, die nicht unter 8—10 vH Asche kommen und zugleich niedrige Aschenschmelzpunkte haben, ein Dauerbetrieb gänzlich unmöglich ist. Bei einem europäischen Ofen mußten denn auch die Kammern bereits nach 80 bis 90 Chargen ausgeräumt werden; verwendet wurde eine Kohle von rund 12 vH Asche.

Als mittlere Werte sind anzunehmen:

Bei Naturgas oder Koksofengas	300—500—(1000) Hitzen,
„ Generatorgas oder Öl	200—500 Hitzen,
„ Kohlenstaub	80—300 Hitzen.

Um die bestehenden Schwierigkeiten zu mildern, lassen sich verschiedene Wege beschreiten, die möglicherweise zum Erfolge führen und daher kurz erwähnt seien.

Das Nächstliegende wäre, die von den Gasen mitgerissenen Schlackenteile vor den Kammern durch Richtungswechsel abzuschleudern. Die bisher ge-

machten Erfahrungen sind jedoch nicht allzu versprechend; das geht bereits daraus hervor, daß der in Abb. 149 gezeigte Schlackenwagen nicht häufiger als einmal wöchentlich entleert zu werden braucht. Gegen den Richtungswechsel ist ferner geltend zu machen, daß die abgeschleuderte, mehr oder weniger flüssige Schlacke leicht zu „Bären“ anwächst, welche die Durchtrittsquerschnitte der Rauchgase verstopfen.

Um Schlacken und Staubansätze zu lösen, wäre an Preßluft- oder Dampf-düsen zu denken, die über und unter dem Gitterwerk in den Kammerwänden anzubringen und den bei Dampfesseln üblichen Rußbläsern nachzubilden wären.

Ein Werk konnte die Staubansätze durch erhöhte Abgasgeschwindigkeiten vermindern. Durchgreifend ist dieses Mittel jedoch erfahrungsgemäß nicht, weil von einer gewissen Geschwindigkeit ab die Kammern zu wenig Wärme aufnehmen und ferner durch zu viel angesaugte Falschlufft ausgekühlt werden. Außerdem muß mit wachsenden Gasgeschwindigkeiten die vor allem in den oberen Steinlagen zu beobachtende Sandstahlwirkung zunehmen.

Aussichtsreicher erscheint es, auf dem Wege zu größeren Gitterdurchgängen, mit denen bisher gewisse Erfolge erzielt wurden, weiterzuschreiten. Man könnte z. B. wie bei manchen gasgefeuerten S.-M.-Öfen die oberen Gitterlagen als weite kaminartige Einströmungen ausbilden und die oberste Steinlage dachartig zulaufen lassen, um Schlackenansätzen vorzubeugen. Bei einem derartigen „gemischtem Besatz“, der in ähnlicher Weise auch bei Winderhitzern neuerdings mit Erfolg angewendet wird, tritt trotz verkleinerter Heizfläche keine wesentliche Abnahme der Lufterhitzung ein; bekanntlich erfolgt in den heißen oberen Teilen des Gitters der Wärmeübergang vor allem durch Strahlung, in den unteren dagegen durch Konvektion. Die Einstrahlung ist aber um so größer, je dicker die Gasschicht, je weiter also die Gitterdurchgänge sind, während der Wärmeübergang durch Konvektion mit den Geschwindigkeiten und der Oberfläche zunimmt und daher enge Gitter verlangt. Man könnte sogar daran denken, auf die Gitter gänzlich zu verzichten und senkrechte glatte Röhren zu verwenden. In diese könnten im unteren Teile zur Erhöhung des Wärmeübergangs flache Diagonalsteine eingelegt werden.

Da, wie erwähnt, die Luftvorwärmung bei Kohlenstaubbetrieb nicht so hoch wie bei Gasfeuerungen getrieben zu werden braucht, liegt der Gedanke nahe, von Regeneratoren zu Rekuperatoren überzugehen. Nach Angaben von Lowndes und Fitch würde eine Vorwärmung von 550° genügen. Die Fuller Co. schlägt Rekuperatoren vor, die im wesentlichen aus Carborundum-Röhren bestehen und in welche zur Erhöhung des Wärmeübergangs Kerne eingelegt werden; das Innere ist die Luft-, das Äußere die Abgasseite (Abb. 153). Zur Reinigung dienen die aus der Kesselpraxis bekannten Rußbläser. Der Rekuperator arbeitet in bekannter Weise nach dem Gegenstromprinzip, ohne daß sich beim Umstellen die Strömungsrichtung ändert; es sind deswegen 4 Umschaltventile zwischen Rekuperator und Oberofen anzubringen. Erfahrungen mit dieser Anordnung liegen bisher nicht vor.

Lösche geht noch einen Schritt weiter, indem er auf die Umstellung gänzlich verzichtet. Er löst sich damit vollkommen vom Regenerativprinzip und kommt zu der bereits auf Seite 253 erwähnten Anordnung. Sie steht ihrem Wesen nach zwischen dem S.-M.-Regenerativofen und dem einseitig befeuerten Herdflammpfen und verkörpert in sich einen Ofentyp, der möglicherweise nicht aussichtslos ist (Abb. 154).

Aber auch beim Rekuperator wird sich die Verschlackungsgefahr nicht gänzlich beseitigen lassen. Keine noch so günstige Gestaltung der Einbauten wird gegen Verstopfungen und Schlackenbeschädigungen sicher sein. Will man überhaupt an der Luftvorwärmung festhalten — und das muß man, wenn man nicht zur Sauerstoffanreicherung übergeht — so muß nach Ansicht des Verfassers

bereits zwischen Ober- und Unterofen eine Schlackenabscheidung stattfinden, die wirksamer ist als die durch Schlackenammern und Richtungswechsel bisher erreichte Entschlackung. Bekanntlich enthalten die den Herdraum verlassenden

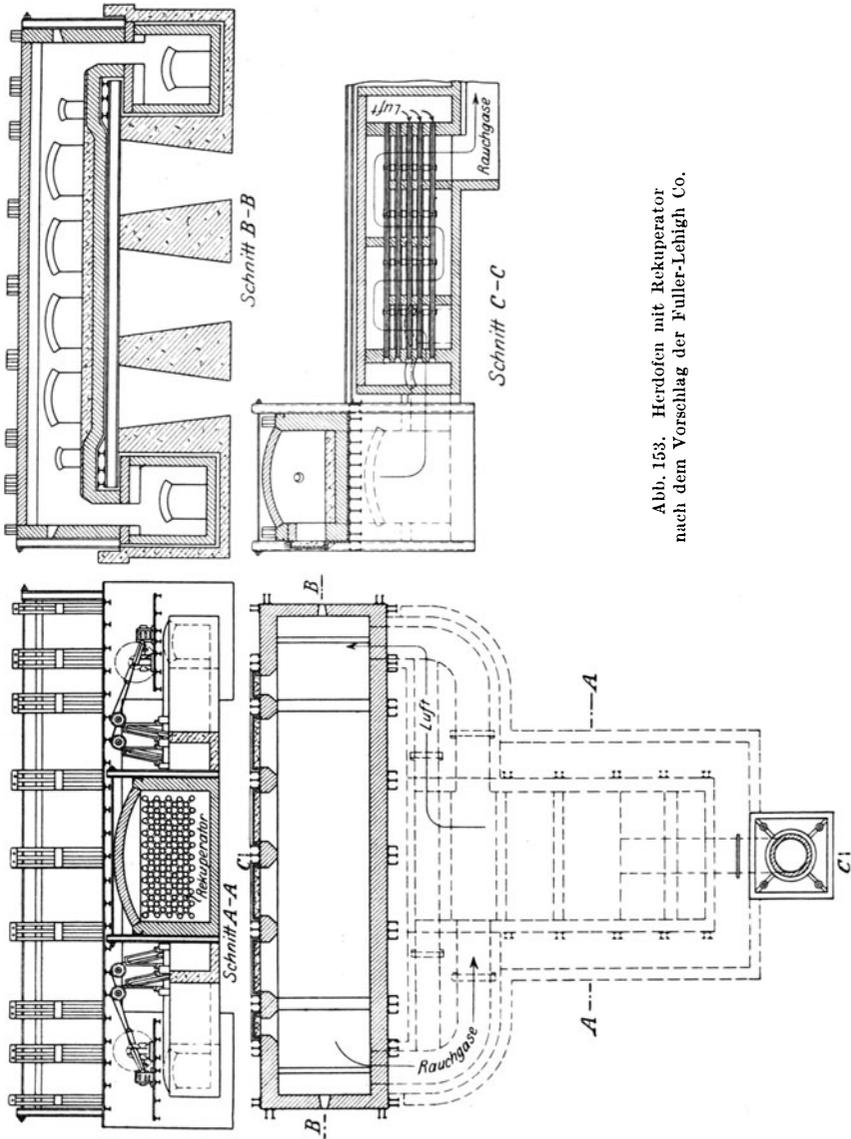


Abb. 153. Herdofen mit Rekuperator nach dem Vorschlag der Fuller-Lehigh Co.

Gase auch bei gasgefeuerten Öfen erhebliche Staubmengen, die gewichtsmäßig häufig von der gleichen Größenordnung wie die aus der Kohle stammende Asche sind, ohne wie diese die Kammern erheblich zu verschlacken. Das kann nur daran

liegen, daß die Kohlenasche ziemlich niedrige Schmelzpunkte hat, während die aus dem Bade stammende Schlacke schwer schmelzbar ist. Die Kohlenasche agglomeriert sich daher zu mehr oder weniger großen Tropfen oder Körnern, die von den Gasen nicht mitgerissen werden können und in den Kammern zurückbleiben müssen. Es wäre schon viel gewonnen, wenn es gelänge, von der Kohlenasche wenigstens die bei niedrigen Temperaturen schmelzenden Bestandteile vor den Kammern wirksam abzuschneiden. Ein vielleicht zum Ziel führender, den Mitteldeutschen Stahlwerken geschützter Weg läßt sich aus folgendem Versuch ableiten:

Läßt man die ausgebrannten aschehaltigen Abgase einer Kohlenstaubflamme über eine Fläche hingleiten, deren Temperatur auf beliebige Weise vorher über den Schlackenschmelzpunkt getrieben wurde, so agglomerieren sich die wieder flüssig gewordenen Ascheteilchen schneeballartig zu größeren oder kleineren Klumpen

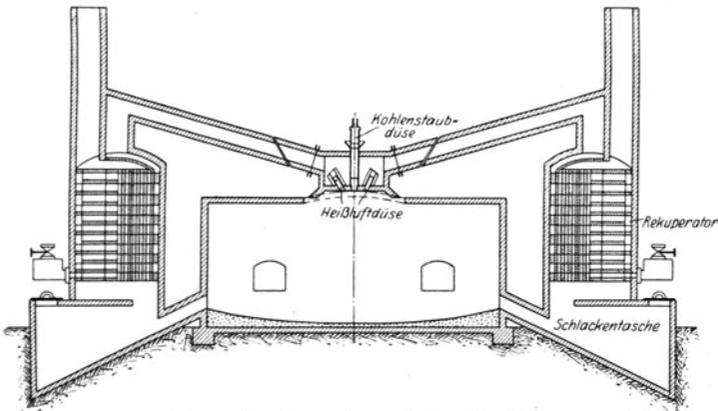


Abb. 154. Herdofen mit Rekuperator nach dem Vorschlag von Lösche.
Abb. 154. Herdofen mit Rekuperator nach dem Vorschlag von Lösche.

und Tropfen, die von der Fläche abfließen. Die Entaschung ist um so wirksamer, je intensiver die Berührung der Gase mit der heißen Fläche ist. Man kann dieses Prinzip auf den S.-M.-Ofen anwenden, indem der Kopf oder seine Verlängerung oder die Schlackenammer mit Einbauten ausgerüstet werden, an welchen die Ofengase entlang streichen müssen. Die Einbauten werden mittels eines Zusatzbrenners auf der für die Agglomerierung erforderlichen Temperatur gehalten. Die Schlackenammer könnte auch wie ein Zyklon ausgebildet werden, in den die Ofengase und die Zusatzflamme tangential eintreten. Die an der Konusfläche gebildete Schlacke tropft allmählich nach unten in den Schlackenwagen ab. Der Zusatzbrenner hat nebenbei den Vorteil, daß er die Druckverhältnisse im Ofen günstig beeinflusst; er hat gegenüber einem hinter den Kammern angeordneten Ventilator das Gute, daß die abziehenden Kammern unter geringerem Unterdruck stehen und infolgedessen weniger Falschluff ansaugen. Die Abgase der Zusatzflamme dienen mit zur Beheizung der Kammern.

Um die Verschlackung der Kammern gänzlich auszuschalten, könnte man auch daran denken, zur Vorwärmung der Luft in den Kammern Hochofengas zu verwenden und die aus dem Herd abziehenden Kohlenstaubgase in Abhitzekeßeln zu verwerten¹⁾. Dieses Verfahren könnte unter Umständen auf gemischten

¹⁾ Stahl und Eisen Bd. 44, Nr. 37, S. 1115. 1924.

Hüttenwerken in Frage kommen, die große Hochofengas-Überschüsse besitzen und über eine besonders billige Kohle verfügen, die sich nur in Staubform verarbeiten läßt. Da die erforderliche Luftvorwärmung unter 900° liegt, können an Stelle der Kammern auch die bei Hochöfen üblichen Winderhitzer (Cowper) treten, die bekanntlich niedrigere Abhitzetemperaturen und höhere Wirkungsgrade als gewöhnliche Kammern besitzen.

Ein anderer, nicht aussichtsloser Weg ist die Sauerstoffanreicherung der Verbrennungsluft, bei welcher jegliche Luftvorwärmung überflüssig wird. Die Wärme der Abgase wird in Abhitzekesseln ausgenutzt, die u. a. auch den Kraftbedarf der Sauerstofferzeugungsanlage bestreiten. Das Verfahren gestattet auch die Verwendung billiger, aschereicher Kohlenarten. Es ließe sich vielleicht sogar für Zwecke verwenden, für die sich heute nur der Elektroofen eignet. Brüninghaus schreibt hierüber¹⁾:

„Ein wesentlicher Vorteil der Verwendung von sauerstoffreicher Luft liegt . . . darin, daß man auch bei Verbrennung von Kohlenstoff zu Kohlenoxyd Schmelztemperaturen erzielen kann. Bei den in Frage kommenden Temperaturen ist Kohlen-säure in Gegenwart von Eisen nicht beständig. Wenn man also eine Flamme ohne jede Frischwirkung erzielen will, so kann man dies nur bei Verbrennung von Kohlenstoff zu Kohlenoxyd. Das kann zur Verwendung von Staubfeuerung mit Sauerstoffanreicherung dort führen, wo man heute den Elektroofen wählt. Man müßte allerdings Koksstaub nehmen und zur Erzielung ausreichender Temperaturen die Luft auf 40 vH Sauerstoffgehalt anreichern. Ein derartiger Ofen würde dem Elektroofen wirtschaftlich überlegen sein.“

7. Brennstoffe. Wie aus Zahlentafel 24 hervorgeht, ließ sich der Betrieb bisher nur bei hochwertigen Steinkohlen mit nicht zu geringem Gasgehalt durchführen. Der zulässige Aschegehalt darf um so größer sein, je höher die Schlackenschmelztemperaturen liegen, soll aber 10 vH keinesfalls überschreiten. Bei solchen Steinkohlen, die niedrige Aschenschmelzpunkte haben, ist also besondere Vorsicht geboten; dagegen dürften sich gewisse deutsche Braunkohlen gut eignen, weil sie mit niedrigem Aschegehalt hohe Schlackenschmelzpunkte verbinden. Diese sind zum Teil durch hohen Kalkgehalt bedingt, der bis zu einem gewissen Grade auch dem Schmelzprozeß zugute kommt. Der Kohlenverbrauch ist nach den bisherigen Erfahrungen etwa so groß wie bei gutgepflegtem Generatorgasbetrieb. Die in der Zahlentafel 24 unter 8 und 10 angegebenen Werte von 400 kg/t bei Generatorgas sind unverhältnismäßig hoch und beziehen sich auf minderwertige Illioniskohle. Rohgegriffen dürfte bei deutschen Kohlen mit einer Brennstoffersparnis von etwa 10 vH gegenüber Generatorgas zu rechnen sein, da die Vergasungsverluste der Pausen fortfallen.

8. Karburierung von Gasen. Kohlenstaub kommt bei gasgefeuerten Öfen auch als Zusatzfeuerung in Frage zu dem Zwecke, die Flamme leuchtend zu machen und dadurch ihren Wärmeübergang an das Bad zu erhöhen. Obwohl es sich dabei nur um geringe Staubmengen handelt, so empfiehlt sich doch eine aschearme Kohle. Wahrscheinlich

¹⁾ Stahl und Eisen Bd. 45, Nr. 20, S. 746. 1925.

sind gasreiche Kohlen besonders geeignet. Würde man Staubzusatz außerdem zur Leistungssteigerung benutzen wollen, so kämen bereits so große Mengen in Frage, daß die bei reinem Staubbetrieb auftretenden Verschlackungsschwierigkeiten eintreten würden.

9. Wirtschaftlichkeit. Um in erster Annäherung festzustellen, ob und inwieweit überhaupt eine Wirtschaftlichkeit der Staubfeuerung vorliegt, seien im folgenden drei S.-M.-Anlagen miteinander verglichen, von denen die erstere mit Generatorgas, die zweite mit Kohlenstaub unter Beibehaltung der Regenerativkammern und die dritte mit Kohlenstaub ohne Regenerativkammern und dafür mit Sauerstoffanreicherung der Luft arbeiten soll. Es werden folgende Annahmen gemacht: Die Anlagen bestehen aus zwei 30 t-Öfen; jeder Ofen mache 4 Chargen je Tag. Eine Leistungssteigerung bei Übergang zu Kohlenstaub werde zunächst nicht angenommen; ebenso bleibe der kcal-Verbrauch frei Brenner je t Ausbringen bei der zweiten Anlage zunächst ebenso groß wie bei der ersten. Es werde Steinkohle von 18.— M/t frei Zeche verarbeitet; die Entfernung von der Zeche betrage 100 km. Für die Gestehungskosten von $1 \cdot 10^6$ kcal frei Brenner ist also Abb. 103 maßgebend. Ferner ist die auf Grund der vorliegenden Erfahrungen zulässige Annahme gemacht, daß die Haltbarkeit des Oberofens unverändert bleibt, während die Kammerreisen von 450 Chargen im ersten Falle auf 150 im zweiten zurückgehen. In der Zahlentafel 23 sind nur diejenigen anteiligen Kosten je eine t Ausbringen aufgeführt, die sich mit der Beheizungsart verändern; die Zahlen haben natürlich keine allgemeine Gültigkeit; wesentlich ist nur ihre Größenordnung.

Zahlentafel 23. Vergleich der wichtigsten mit der Beheizungsart veränderlichen anteiligen Kosten je 1 t Ausbringen bei S.-M.-Öfen.

Kosten je 1 t Ausbringen	I	II	III
	Regenerativ-Generatorgasfeuerung	Regenerativ-Kohlenstaubfeuerung	Kohlenstaubfeuerung bei Sauerstoffanreicherung ¹⁾
1. Wärmekosten M/t	8,46	6,95	7,80 (4,66)
2. Kammerzustellung „	0,33	0,70	—
3. Kammer-Reinigung „	—	0,20	—
4. Anheizen „	0,07	0,17	—
5. Feste Kosten „	5,—	5,68	5,— (5,—)
6. Sauerstoff „	—	—	4,59 (4,59)
	13,86	13,70	17,39 (14,25)
Gutschrift für Abhitzedampf ⁷⁾ . .	1,86	1,86	6,05 (6,05)
	12,00	11,84	11,34 (8,20)

¹⁾ Die eingeklammerten Zahlen beziehen sich auf eine Kohle von 7 M/t frei Zeche.

Nr.	Anzahl der Öfen	Fassung der Öfen	Erzeugnis	Beschaffenheit der Kohle	Kohlenverbrauch in kg/t Ausbringen		Schmelzdauer in Stunden
					bei Kohlenstaubfeuerung	bei Generatorgasfeuerung	
1	3, basisch 3, sauer	30 t	Blöcke Brammen	—	300	—	8—9
2	4, basisch 3, „	30 t 15 t	Stahlguß „	0,5—1 vH Schwefel 4—6 vH Asche	275	—	8 4—5
3	1, basisch	25 t	Stahl	—	350	—	—
4	1, basisch	30 t	Blöcke	1— 3 vH Schwefel 7—14 vH Asche	325	—	—
5	1, basisch	35 t	Blöcke für Draht	1 vH Schwefel 6 vH Asche	245	—	—
6	35, basisch	45 t	Blöcke	1— 3 vH Schwefel 7—14 vH Asche	250	—	4—11 gegen- über 5—12 b. Naturgas
7	4, basisch 2, „	50 t 80 t	Blöcke „	—	—	—	—
8	4, basisch	25 t	—	0,5—3,7 vH Schwefel 6 vH Asche	250	400 (min- derw. Kohle)	—
9	1, basisch	55 t	—	6 vH Asche	250	—	12—13 bei kaltem Ein- satz, 7 bei heißem Ein- satz
10	4, basisch	30 t	Stahlguß	5—8 vH Asche 0,5—1 vH Schwefel 35 vH flüchtige Be- standteile	225—255	400 (min- derw. Kohle)	7 st.. bei Geratorgas mehr
11	1, basisch	50 t 38 m ² Herdf.	Blöcke für Draht	6 vH Asche	285—295	—	10 std. ge- genüber 11 Std. bei Ge- neratorgas

Nr. 1—7 Iron Age, 25. Dez. 1919. Nr. 8 und 9 aus Harvey: Pulverized Coal
Stahlwerkausschusses.

tafel 24.

Erneuerungen und Reinigung der Kammern	Bemerkungen
—	Öfen ursprünglich für Generatorgas; Gitterwerk durch Plattenwände ersetzt; basisches Erzeugnis bei Kohlenstaubbetrieb erstklassig, saures Erzeugnis schlecht, zur Ölfeuerung zurückgekehrt.
250—300 Hitzen ohne Ge- wölbeerneuerung	Öfen ursprünglich für Generatorgas gebaut; Gas- und Luftkammer vereinigt; breite Kanäle zwischen Gittern angeordnet.
162 Schmelzen ohne Stö- rung	Versuch war ermutigend; Ofen wurde jedoch später auf Öl umgestellt, weil die anderen Öfen des Betriebes damit geheizt wurden.
75—175 Schmelzen ohne Ausbesserungen	Ofen ursprünglich für Generatorgasfeuerung gebaut; Gitterwerk wurde entfernt.
4 Tage im Monat für Rei- nigung	Ofen für Kohlenstauffeuerung gebaut; Erzeugnis gut; Schlackenammern zu klein; neuer Ofen geplant.
150 Schmelzen ohne größere Reinigung der Gitter; 75 Schmelzen ohne Reinigung der Schlackentaschen	Ofen ursprünglich für Naturgasfeuerung gebaut; bei geringwertigen Kohlensorten Schwierigkeiten wegen Schwefel- und Aschegehalt (3 bzw. 14 vH).
—	Öfen ursprünglich für Ölfeuerung gebaut, 1913 auf Kohlenstaub umgestellt; arbeiten seitdem zufriedenstellend; große Schlackentaschen mit ausfahrbaren Bodenpfannen.
Gitter nach 300 Schmelzen erneuert	Ofenmauerung hält bei Ölfeuerung am längsten, bei Kohlenstauffeuerung ebenso lang wie bei Generatorgasbetrieb.
Gitter nach 250 Hitzen entfernt; 2 Wochen Be- triebsunterbrechung	≤ 1 vH Schwefel und rd. 6 vH Asche empfehlenswert.
Kammern nach 150 Char- gen ausgeräumt	Öfen ursprünglich für Generatorgas gebaut; die Generator wurde abgebrochen. Verbesserung des Gusses, weil Stahl heißer als bei Generatorgas läuft. Geringere Lunkerbildung.
Gitterhaltbarkeit 70 Char- gen gegen 200 bei Gas	109 kg/m ² × st. Herdbelastung; Einsatz; 32 t festes Roheisen, 41 t Schrott, Gitter 292 mm Kanäle; unter Gitter 760 mm tiefe Gruben, allwöchentlich gereinigt.

Systems in America, S. 28f. Nr. 10 und 11 Feststellungen des Verf. und Ber. 90 des

Rechnungsunterlagen für Zahlentafel 23.

1. Der Kohlenverbrauch betrage bei I und II 250 kg/t Ausbringen = $250 \cdot 7200 = 1,8 \cdot 10^6$ kcal/t; für III ist dann nach Brüninghaus, Stahl und Eisen Bd. 45, Nr. 20, S. 737f. $2,02 \cdot 10^6$ kcal/t Ausbringen anzusetzen. $1 \cdot 10^6$ kcal frei Brenner kosten nach Abb. 103 4,70 bzw. 3,86 M; daraus folgt für

$$\text{I: } 1,8 \cdot 4,70 = 8,46 \text{ M/t,}$$

$$\text{II: } 1,8 \cdot 3,86 = 6,95 \text{ M/t,}$$

$$\text{III: } 2,02 \cdot 3,86 = 7,80 \text{ M/t.}$$

Bei einer Kohle von 7 M/t frei Zeche im Falle III würde sich das unterste Rechteck der Abb. 103 (Steinkohle, Kohlenstaub) auf $\frac{2,535 \cdot 7}{18} = 0,98$ M verringern; $1 \cdot 10^6$ kcal würden, da die anderen Posten fast gleich bleiben, 2,31 M kosten; aus $2,02 \cdot 10^6$ kcal/t Ausbringen folgt $2,02 \cdot 2,31 = 4,66$ M/t.

2. Haltbarkeit der Gitter bei I 450, bei II 150 Chargen; von insgesamt 90 t Gittersteinen sind bei I 60 t, bei II 40 t Bruch, entsprechend $60 \cdot 65 = 3900$ M und $40 \cdot 65 = 2600$ M. Für Ausbrechen und Eingittern sind 72 Schichten erforderlich, entsprechend $72 \cdot 8 = 576$ M. Zustellungskosten bei I = $3900 + 576 = 4476$ M, bei II $2600 + 576 = 3176$ M. Bezogen auf 1 t Ausbringen: bei I $\frac{4476}{450 \cdot 30} \approx 0,33$ M/t; bei II $\frac{3176}{150 \cdot 30} \approx 0,70$ M/t.

3. Geschätzter Betrag der Löhne für tägliches Auskratzen der Kammern nach S. 256 und Materialaufwand zum Vermauern der Reinigungsöffnungen.

4. 4-tägiges Anheizen erfordert $2 \cdot 10^6$ kcal/st $\cdot 24 \cdot 4 \approx 200 \cdot 10^6$ kcal; bei I $\frac{200 \cdot 4,70}{450 \cdot 30} = 0,07$ M/t; bei II $\frac{200 \cdot 3,86}{150 \cdot 30} = 0,17$ M/t.

5. Wenn feste Kosten (Teil der Umwandlungskosten, die unabhängig vom Beschäftigungsgrad konstant bleiben) bei I und III mit 5,— M/t angenommen werden, so erhöhen sie sich bei II. mit dem durch häufige Zustellung verursachten Produktionsausfall. Bei I und III erfordert eine Reise $\frac{450}{4}$ Schmelztage + 8 Re-

paraturtage ≈ 120 Tage, gegen $\frac{150}{4} + 8 \approx 45,5$ Tage bei II. Die festen Kosten steigen daher bei II auf $\frac{5,0 \cdot 45,5 \cdot 450 \cdot 30}{120 \cdot 150 \cdot 30} = 5,68$ M/t.

6. Nach Brüninghaus entfallen auf 1 t Stahl bei Anreicherung der Luft auf 27 vH Sauerstoff 134 m^3 Sauerstoff, entsprechend 134 PSH, entspr. $134 \cdot 5,5$ kg Dampf, entspr. $134 \cdot 5 \cdot 3,5 = 2,58$ M t als Dampfkosten; sonstige Betriebskosten der Sauerstoffanlage betragen 2,01 M/t. Im ganzen $2,58 + 2,01 = 4,59$ M/t.

7. Nach Brüninghaus beträgt die Gutschrift für Dampf bei I $0,34 \cdot 10^6$ kcal, bei III $1,106 \cdot 10^6$ kcal/t. Bei II seien wie bei I $0,34 \cdot 10^6$ kcal angenommen. Wenn 1 t Dampf mit 3,50 M. vergütet wird, so folgt bei I und II

$$\frac{3,5 \cdot 0,34 \cdot 10^6}{0,64 \cdot 10^6} = 1,86 \text{ M/t. und bei III } \frac{3,5 \cdot 1,106 \cdot 10^6}{0,64 \cdot 10^6} = 6,05 \text{ M/t.}$$

Wie die unterste Reihe der Zahlentafel 23 zeigt, sind die Umwandlungskosten im Falle von I und II ungefähr gleich. Was bei der Kohlenstaubfeuerung an Wärmekosten (Zeile 1) gespart wird, geht durch Erhöhung der Kammerreparaturen (Zeile 2, 3 und 4) und durch Vermehrung des Postens „feste Kosten“ (Zeile 5) infolge häufiger Stillstände wieder fast ganz verloren. Eine Verringerung der „festen Kosten“ bei Kohlenstaubbetrieb um etwa 0,70 M auf den bei Generatorenngasbetrieb vorhandenen Betrag würde eine Verkürzung der Chargenzeiten gegenüber Generatorenngas um 13 vH voraussetzen, was nach den vorliegenden Erfahrungen immerhin möglich erscheint. Eine weitere Ersparnis von 0,70 M würde bei Kohlenstaub eintreten, wenn der Wärmeverbrauch um rund 10 vH verringert werden könnte, was ebenfalls erreicht werden dürfte. Die Beträge der Zeile 2, 3 und 4 auf die bei Generatorngas übliche Höhe abzusenken, ist zur Zeit nicht möglich. Im günstigsten Falle läßt sich daher die für Fall II genannte Endsumme um etwa 0,7 bis 1,4 M verringern. Bei Braunkohle schneidet die Staubfeuerung wegen des niedrigen Wärmepreises (Abb. 103) noch etwas günstiger ab. Eine wesentlich größere Ersparnis als 1,50 M ist jedoch auch bei Übergang von Briketten auf Braunkohlenstaub nicht zu erwarten. Die Ersparnismöglichkeiten sind also nur gering und jedenfalls nicht so groß, daß sie für den mit der Umstellung verbundenen Aufwand an Kapital und Nervenkraft ein hinreichendes Entgelt bieten. Anziehend wird der Staubbetrieb erst, wenn durch ihn Vorteile erzielt werden, die weniger allgemeiner Art sind und durch die besonderen Verhältnisse des Werkes bedingt werden. So kann z. B. in bereits überlasteten Werken eine erhebliche Leistungssteigerung die Umstellung wertvoll machen. Das gleiche gilt von räumlich eingeeengten Betrieben, bei denen der bis dahin für die Generatoren erforderliche Platz für andere wichtige Zwecke frei wird; bekanntlich kann die Aufbereitungsanlage an einer beliebigen Stelle des Werkes oder seines äußeren Umfanges aufgestellt werden; siehe Seite 188. Schließlich können auch metallurgische Rücksichten zugunsten der Staubfeuerung entscheiden, sei es, daß auf die Regelbarkeit des Prozesses oder auf heißen Stahl (siehe Seite 255) besonderer Wert gelegt wird. In allen Fällen aber ist bei der wirtschaftlichen Beurteilung zu beachten, daß sich im Gegensatz zu fast allen anderen metallurgischen Öfen einer der Hauptvorteile der Staubfeuerung, die Verwendung billiger Brennstoffe, wegen ihres höheren Aschegehaltes nicht ausnutzen läßt, wenn man von den seltenen Fällen absieht, in denen aschearme Feinkohle zur Verfügung steht. So bleibt es das Nächstliegende, die Erhöhung der Wirtschaftlichkeit des Staubbetriebes durch Verringerung der Verschlackungsschwierigkeiten in den Kammern zu erstreben. Die meisten bisher gemachten

Verbesserungsvorschläge zielten einseitig auf den Oberofen ab; sie sind zwecklos, solange nicht die technischen Schwierigkeiten im Unterofen behoben werden.

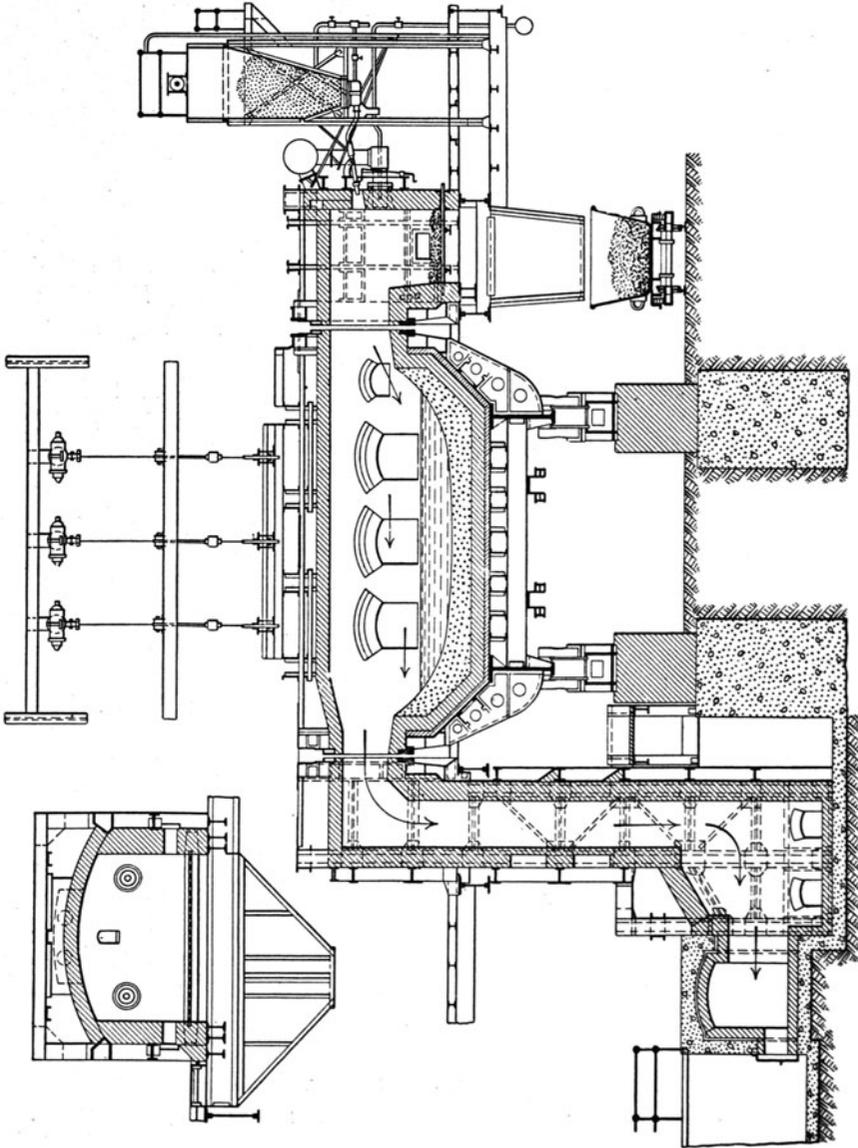


Abb. 155. Kohlenstaubgefeuerter Klppherdofen¹⁾.

¹⁾ Aus J. Frankl. Inst., Sept. 1916, S. 349.

Sehr viel günstiger erscheinen die Aussichten in zwei Sonderfällen. Der eine könnte auf Hüttenwerken mit Hochofengas-Überschüssen und billigen für Gaserzeuger ungeeigneten Kohlen vorliegen. Diese würden in Staubform zur Beheizung des Oberofens, das Hochofengas dagegen zur Beheizung der Luftkammern dienen. Sie wären, wie bereits erwähnt wurde, unter Umständen als Winderhitzer (Cowper) auszubilden. Die Abhitze des Oberofens könnte zur Dampferzeugung dienen. Der zweite Fall ist die Sauerstoffanreicherung an Stelle der Luftvorwärmung. Wie Zahlentafel 23 zeigt, können nicht nur durch die Verwendung billigerer Kohlen, sondern auch durch die Gutschrift für Abhitzedampf Ersparnisse eintreten.

Keiner dieser beiden Sonderfälle konnte bisher auf seine praktische Brauchbarkeit geprüft werden. Sie scheinen jedenfalls eingehender Erwägung wert.

b) Einseitig gefeuerte Herdöfen.

Der in Abb. 155 gezeigte Kippherdofen für warmen Einsatz wird nur von einer Seite gefeuert und arbeitet ohne Luftvorwärmung. Der Niederdruckbrenner soll die Verbrennungskammer auf Temperatur bringen, während der Hochdruckbrenner zur Beheizung des Bades dient. Die gesamte fühlbare Wärme der Abgase kann Abhitzekesseln zugeführt werden. Auch zur Beheizung von Eisenmischern kommen ähnliche Ausführungen in Betracht.

IV. Staubfeuerungen zur Schweißeisenerzeugung.

a) Puddelöfen.

Die Beheizung von Puddelöfen durch Kohlenstaub bietet keine großen Schwierigkeiten. Für die Ausbildung der Brennräume gilt im wesentlichen das für Stoß- und Rollöfen Gesagte (S. 270f.). Wie bei diesen ist in den meisten Fällen die wagerechte über den Herd hinstreichende Flamme der Steilflamme vorzuziehen. In Amerika wird das Puddeleisen wegen seiner guten Schweißarbeit, geringen Ermüdung und seines großen Widerstandes gegen Korrosion für Spezialrohre, Bremsgestänge der Eisenbahnen sowie für Lokomotivstehbolzen im großen verwendet. Durch Einführung mechanischer Puddelvorrichtungen, die sich in Amerika bereits auf einem großen Werk eingebürgert haben, sowie durch Kohlenstaubbeheizung kann das Puddelverfahren auch für die deutsche Industrie wieder größere Bedeutung erlangen. Als Vorzüge der Kohlenstaubfeuerung sind zu nennen: kontinuierlicher Betrieb ohne häufiges Entschlacken und Abkühlen des Ofens, gute Verbrennung, geringerer Brennstoffverbrauch als bei

Generatorbetrieb und Handfeuerung, Regelbarkeit der Flamme (oxydierend und reduzierend) und eine Steigerung des Ausbringens. Bei Umstellung von Hand- auf Kohlenstaubfeuerung muß man damit rechnen, daß die Leistung der Abhitzeessel sinkt.

Betriebsdaten:

1. Kohlenverbrauch 600 kg/t gegen 1500 kg/t bei Rostfeuerung, Luppengewicht 300 kg¹).

2. Bei einer Anlage von 31 Öfen wurde bei Umstellung von Hand- auf Kohlenstaubfeuerung die Zahl der Hitzten von 4 auf 5 erhöht. Jede Hitze dauerte weniger als 2 Stunden. Luppengewicht 110 kg¹).

3. Bei Luftvorwärmung auf 280° gegenüber kalter Luft von 17° wurde eine Brennstoffersparnis von 10 vH erzielt²).

4. Brennstoffverbrauch 250 kg/t gegenüber 400 kg/t bei Generatorgas bei gleicher Kohlenart und gleicher Zusammensetzung des Stahles³).

5. Bei Umstellung von Hand- auf Kohlenstaubfeuerung sank die Leistung der Abhitzeessel, was zum Einbau von Abhitzeesseln bei anderen Öfen zwang. Beste Resultate bei Kohle mit 37,6 vH flüchtigen Bestandteile, 55,3 vH festem C, 0,75 vH S, 5,63 vH Asche, 3,96 vH Feuchtigkeit und 7800 kcal oberem Heizwert⁴).

6. Kohlenstaubverbrauch bei Herstellung hochwertigen Materials aus grauem Roheisen 550 bis 740 kg/t bei 260° Lufterhitzung in schmiedeeisernen Rohren vor dem Abhitzeessel gegen 1000 bis 1500 kg bei Handfeuerung⁵).

7. Eingesetzte Roheisenstücke 30—50 kg; oberschlesische Steinkohle von 6700 kcal, 14 vH Asche, 5—6 vH Feuchtigkeit; Herd 1,1·1,9 m; Brennkammer mit senkrechter Flamme, ähnlich Abb. 157; Durchsatz 2,5 t/24 h; Einsatz je Charge 310 kg; 8 Chargen in 24 h; Kohlenverbrauch 105 vH des Durchsatzes, entsprechend 62 vH Kohlensparnis gegenüber Handfeuerung; 12 vH CO₂ im Abgas; Fuchstemperatur 1100°.

8. Brennstoff westfälische Gasflammkohle mit bis zu 5 vH Feuchtigkeit; wird ungetrocknet auf Schlägermühle auf 10 — 25 vH Rückstand auf Sieb Nr. 70 vermahlen; Herd 5,8·2,5 m, Schlacke in der Mitte der Wand abgezogen; Brennkammer mit Steiflamme; keine Kühlung der Kammerwände, Wände und Boden sowie Feuerbrücke aus Silika, Kammer 2,4 m hoch, 2,3 m breit, 2,0 m tief; Durchsatz 1,2 bis 1,3 t Puddeleisen/Schicht; Kohlenverbrauch rd. 50 vH gegenüber rd. 100 vH bei Rostfeuerung; Abhitzeessel 200 m² Heizfläche; keine übermäßige Verstaubung der Züge bei Kohlenstaub festgestellt.

b) Schweiß- und Paketöfen.

Zweck dieser Öfen ist, Schrottpakete auf Schweißhitze zu bringen, damit sie unter Hämmern zu Luppen geschlagen werden können. Für die Ausbildung der Verbrennungskammern gilt ebenso wie bei Puddelöfen das für Stoß- und Rollöfen Gesagte (S. 270f.). Sowohl nach amerikanischen wie nach deutschen Erfahrungen haben sich wagerechte über den Einsatz streichende Flammen besser als Steiflammen bewährt.

¹) Harvey: Pulv. Coal Systems in America S. 33. London 1919.

²) Harvey: The use of pulv. coal, London 1920, S. 44.

³) Harvey: The use of pulv. coal, London 1920, S. 56.

⁴) Pulv. Fuel, Comm. of Conservation, Ottawa, Can. 1919, S. 28, 29 u. 33.

⁵) Proceedings of the Eng. Soc. of Western Pennsylvania, Oct. 1913.

Betriebsdaten:

1. 3 vH Ersparnis an Abbrand gegenüber Gasöfen¹⁾.
2. Schweißöfen mit vorgebauter Aero-Mühle und Ventilator; von Handfeuerung auf Kohlenstaub umgestellt; Rost verblieb im Ofen; zweiteiliger Ofen, 1100° im Vorwärmeherd und 1450° im Schweißherd. Über Ofen Babcock & Wilcox-Abhitzeessel. Während fünfmonatiger Betriebszeit kam Grus und Staubkohle mit 10 vH flüchtigen Bestandteilen und 25 vH Asche zur Verwendung an Stelle langflammiger Schmiedekohle bei Handfeuerung. Ersparnis an Brennstoff rd. 35 Gewichtsprozent. In 9 Stunden 72 Schweißungen gegenüber 55 in 10 Stunden bei Handfeuerung. Hervorgehoben wird gute Regelbarkeit der Flamme (oxydierend, neutral und reduzierend), gleichmäßige Hitze, Fortfall geübter Stocher und Verbesserung des Erzeugnisses. Bei Anthrazit trat keine Schwierigkeit der Zündung ein; die Temperaturen hielten sich auf 1480°. Bei Torfstaub sank die Temperatur auf 1200°²⁾.
3. Ofen wie der unter „Puddelöfen“ 8 erwähnte. Leistungssteigerung durch Kohlenstaub rd. 25 gegenüber Handfeuerung; kein schädlicher Einfluß der Aschenabscheidung auf den eingesetzten Paketen³⁾.
4. Brennstoffersparnis mengenmäßig gering (rd. 10 vH), geldmäßig wegen Verwendung billiger Feinkohle bedeutend; starke Verringerung des Abbrandes gegenüber Halbgasbetrieb³⁾.

V. Staubfeuerungen in Grob- und Profilwalzwerken.**a) Stoß- und Rollöfen.**

1. **Zweck.** Blöcke, Knüppel, Brammen, Platinen oder Scheiben werden am Kaminende des Ofens eingesetzt, auf dem Stoßherd den heißen Flammgasen entgegen auf den Schweißherd vorgeschoben oder gerollt und dabei bis auf Schweißhitze erwärmt. Der Einsatz wird entweder seitlich ausgezogen oder gedrückt (normaler Stoß- oder Rollofen), oder er gelangt, in Richtung der Ofenachse auf einer schiefen Ebene weitergleitend unter dem Ofenkopf ins Freie (Durchstoßofen).

2. **Verbreitung.** Die Amerikaner gingen in den Jahren 1910 bis 1920 in größerem Umfange zu Kohlenstaub über; hierbei war wie in der Zementindustrie der Wunsch entscheidend, sich von den teuren Naturgas- und Ölfeuerungen frei zu machen. Auf deutschen Hüttenwerken, die bekanntlich vorwiegend mit Halbgas- und Generatorgasfeuerungen arbeiteten, war der Anreiz zur Umstellung naturgemäß geringer. Sie setzte erst nach dem Kriege ein und hat sich heute auf rd. 100 Stoß- und Rollöfen ausgedehnt, von denen etwa ein Drittel mit Braunkohlenstaub beheizt wird. Die Stoßöfen sind, von den Zement-Drehrohröfen abgesehen, die größten Staubverbraucher unter den deutschen Industriefeuerungen und werden der Zahl nach nur noch von den Schmiedeöfen übertroffen.

¹⁾ Harvey: Pulverized Coal Systems in America S. 32. London 1919.

²⁾ Technique Moderne S. 81f. Februar 1920.

³⁾ Nach Angaben der Wärmestelle des Ver. d. Eisenhüttenleute.

3. Grundsätzliches über die Ofenbauart. Je nach der Neigung der Brennerachse werden in der Kohlenstaubpraxis zwei Ofentypen unterschieden:

1. Öfen mit senkrechten oder steil nach unten gerichteten Brennern (stehende Brenner) und

2. Öfen mit fast oder ganz wagerecht liegenden Brennern (liegende Brenner).

Die liegende Bauart fand in Amerika von jeher ausschließliche Verwendung. In Deutschland wiegt dagegen, wenigstens heute noch, der senkrechte Brenner vor; neuerdings neigen jedoch eine Anzahl von Werken der liegenden Anordnung zu. Über die Frage, welche von beiden Brennerlagen den Vorzug verdient, herrscht in der Praxis noch keine völlige Übereinstimmung. Um zu einer grundsätzlichen Klärung zu kommen, sei die Entwicklung der deutschen Ofenformen verfolgt¹⁾.

Die zu lösende Aufgabe besteht im wesentlichen darin, Bau und Wirkungsweise des Brenners mit den anderen wichtigen Feuerungsorganen so in Einklang zu bringen, daß der Einsatz möglichst gleichmäßig erwärmt wird, ohne durch Schlacke oder Staub beschädigt zu werden. Bei wagerechten Brennern schienen sich beide Forderungen von vornherein schwer miteinander vereinigen zu lassen, wenn man nicht wie in Amerika zu aschearmen Kohlen greifen wollte. Durch die ersten wenig günstigen Erfahrungen in dieser Befürchtung bestärkt, ging man, ohne weitere und eingehendere Untersuchungen gemacht zu haben, zum senkrechten Brenner über; auf die kurz vorher bekannt gewordenen amerikanischen Kesselfeuerungen mit steil nach unten gerichteter, über dem Boden umbiegender Flamme hingewiesen, gab man der Brennkammer eine Höhe von mehreren Metern in der Hoffnung, daß die Flamme auf dieser Strecke den größten Teil der Schlacke auf den vor dem Ziehherd liegenden Kammerherd abschleudern würde. Man kam so wie bei Kesseln zu großen Brennkammern und damit zu scharfer Trennung von Verbrennungs- und Arbeitsraum (Abb. 156 A). Die aus der Flamme stammende Schlacke wird flüssig an der Stirnseite abgestochen. Die Brennkammer liegt vor dem eigentlichen Ofen, als wenn es sich um zwei Einheiten handele, die nichts miteinander zu tun haben. Die Verbrennung ist daher fast beendet, wenn die Flammgase den Einsatz erreichen. Im Gegensatz zu Rost- und Gasfeuerungen, bei denen die Flamme tief in den Ziehherd reicht, erfolgt die Wärmeübertragung einseitig durch Strahlung von der Brennkammer aus; die Erwärmung des Einsatzes ist daher ungleichmäßig und erfolgt bei schwerem Einsatz und hoher Ofenbelastung zu spät; das Wärmgut schweißt deshalb oft aneinander, ohne im Innern genügend warm zu sein. In der gegen den Arbeitsraum stark abgeschnürten Brennkammer herrschen bereits bei mittelgroßen

¹⁾ Öfen älterer Bauweise deutscher Feuerungsfirmer zeigt Bulle in Stahl und Eisen 47 (1927) Nr. 20, S. 817 f.

Ofenbelastungen hohe, die Wände gefährdende Temperaturen; die Herdbelastung läßt sich daher meistens nicht über 200 bis 250 kg/m² · st steigern. Auf die Haltbarkeit wirkt ferner der Übelstand ungünstig ein, daß die Brennkammer teils infolge des in ihr herrschenden Auftriebs, teils infolge des an der Flammenumbiegung herrschenden Druckstaus unter Überdruck steht. Durchwärmung und Herdbelastung lassen sich allerdings durch Zusatzkammern verbessern, die auf etwa halber Herdlänge beiderseitig angebaut werden; sie sind aber, von ihrem Platzbedarf abgesehen, als zusätzliche Entschlackungsstellen für den Betrieb ein unerwünschter Behelf.

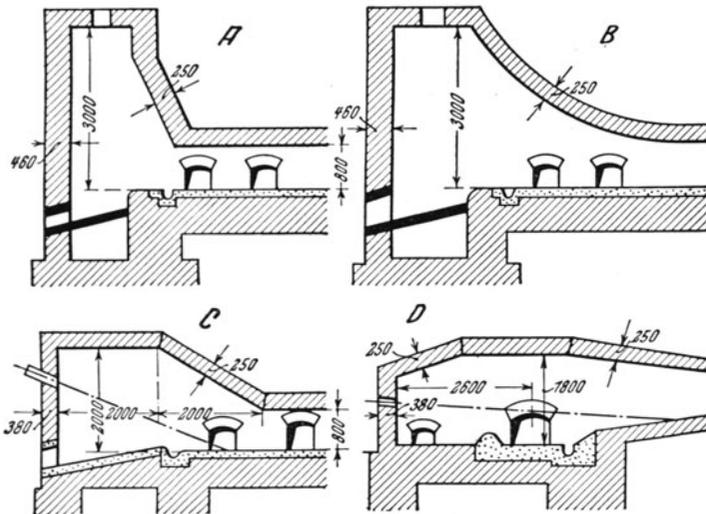


Abb. 156. Entwicklung der Brennkammern bei Stoß- und Rollöfen in Deutschland.

Der nächste Schritt war eine Vergrößerung des „Kammermauls“, d. h. des Übergangsquerschnitts von der Brennkammer zum eigentlichen Ofen (Abb. 156 B). Der Einsatz wird infolge stärkerer Abstrahlung aus der Kammer besser durchwärmt; gleichzeitig nehmen die Kammertemperaturen ab und die Haltbarkeit zu. Das große Kammervolumen bleibt jedoch bestehen, weil man glaubt, daß die strahlende Flamme die Blöcke nicht zu berühren brauche. Gleichmäßigkeit der Durchwärmung und Höhe der Herdbelastung lassen daher, wenigstens bei schwerem Einsatz, immer noch zu wünschen übrig. Bei Öfen mit empfindlichem Wärmegut, das vorsichtig und nicht zu hoch zu erwärmen ist und mit der heißen Flamme nicht in Berührung kommen darf, ist das Profil jedoch befriedigend. Einen ausgeführten Ofen zeigt Abb. 157; mit Rücksicht auf gute Wärmeübertragung ist die Kammerhöhe möglichst gering gehalten und das Gewölbe tunlichst flach gelegt worden. Die Schlacke

wird in der Brennkammer seitlich abgezogen; der runde Einzelbrenner führt die gesamte Verbrennungsluft zu. Um die Flamme zu verlängern, wird der Brenner häufig auch von Öffnungen umgeben, durch welche Sekundärluft eingeblasen wird. Bei Drallbrennern stellte ein Werk starke Auswaschungen der Seitenwände fest.

Inzwischen hatte sich gezeigt, daß von der gesamten Asche in der Brennkammer weniger als die Hälfte und meistens nur etwa 20 vH ab-

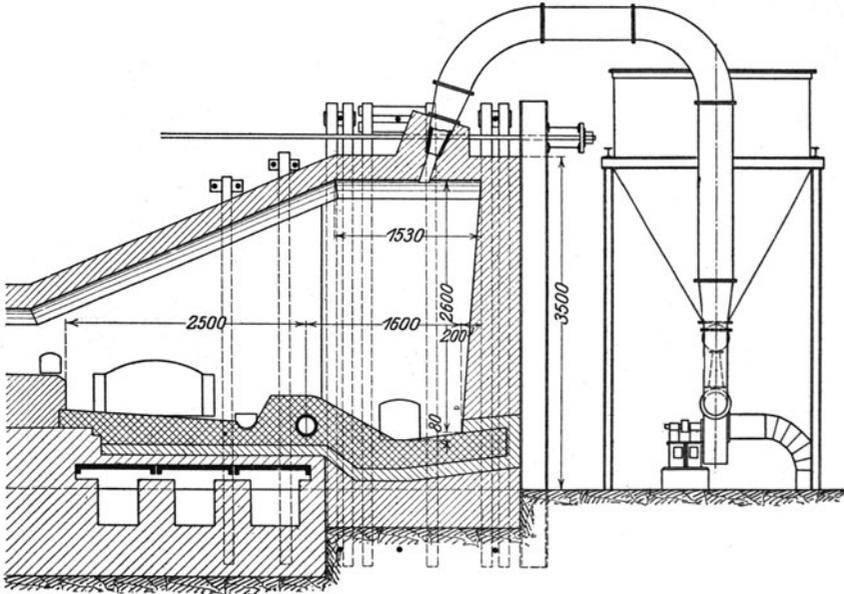


Abb. 157. Brennkammer eines Stoßofens für empfindlichen Einsatz.

geschieden werden. Weitere 3—10 vH werden als Flugstaub und mehr oder weniger feine Schlackenkörner im Hinterofen auf Stoßherd und Einsatz sowie an der Decke abgeschieden. Je nach den Zugverhältnissen sammelt sich ein schätzungsweise ebenso großer Betrag in den Abgaskanälen und dem Schornstein, während der Rest mit den Rauchgasen ins Freie entweicht. Für die Menge der im Hinterofen abgeschiedenen Asche und Schlacke ist weniger die Art des Ofenkopfes als die im eigentlichen Arbeitsraum herrschende Gasgeschwindigkeit und die Linienführung der Ofendecke maßgebend. Es kann daher nicht überraschen, daß der Aschen- und Schlackenanteil im Hinterofen bei Übergang zur liegenden Brenneranordnung, richtige Bauweise vorausgesetzt, kaum größer wird. Damit wird aber der Wert der bei stehenden Brennern erreichten Schlackenabsonderung in der Brennkammer fragwürdig; dies um so mehr, als sich erwies, daß die feinen flüssigen Ascheteilchen an der

Biegung der steilen Flamme über dem Herd wie bei einem rollenden Schneeball zu größeren Schlackentropfen und Klumpen aggregiert werden und nur zum Teil noch rechtzeitig abgeschleudert werden können. Die kleineren Klumpen wandern mit der Flamme weiter und setzen sich nach kurzem Flug auf dem Einsatz ab. Wenn die Flammengase beim wagerechten Brenner wegen Fortfalls der Vorabscheidung auf ihrem Wege durch den Ofen vielleicht auch etwas mehr Asche führen und als Staub absetzen, so findet dafür bei der senkrechten Anordnung vermehrte Ablagerung von mitgerissenen Schlackenklumpen statt; beide Anordnungen halten sich also in bezug auf die auf dem Einsatz abgelagerten Aschenmengen die Wage.

Die Entwicklung führte daher zu der in Amerika von Anfang an üblichen liegenden Brenneranordnung. Das Übergangsstadium ist durch Abb. 156 C angedeutet. Die Flamme reicht bereits tiefer in den Ziehherd hinein; der Einsatz wird daher gleichmäßiger als bisher erwärmt. Der Abstand vom Brennermund bis zur Ziehtür ist jedoch immer noch zu groß, so daß das Temperaturmaximum der Flamme noch vor dem Einsatz liegt. Sie prallt in der Nähe der Ziehtür auf den Herd auf, wobei die Durchwirbelung wiederum Schlackentropfen bildet, die den unteren Teil der Seitenwände auswaschen. Das Gewölbe ist noch zu steil, so daß nicht nur ein Wärme-, sondern auch ein Druckstau über der Ziehtür liegt. Dieser wirkt wiederum auf die Lebensdauer der Seitenwände ungünstig ein.

Abb. 156 D zeigt das letzte Stadium; der Abstand vom Brennermund bis zur Ziehtür ist weiter verringert worden, so daß die Flamme ihre höchste Temperatur etwa bei der Ziehtür oder noch später erreicht. Das Wärmegut findet daher in erwünschter Weise Gelegenheit, vor dem Ziehen noch gründlich zu durchweichen. Brenn- und Arbeitsraum sind kaum noch zu unterscheiden. Die Verbrennung vollzieht sich größtenteils über Zieh- und Stoßherd. Die Wandungstemperaturen sind dank der starken Abstrahlung niedriger als bei den früheren Kopfformen. Im Gegensatz zu diesen kann daher die Ofenleistung erheblich gesteigert werden, ohne daß Zusatzkammern auf halber Herdlänge erforderlich werden. Auch der Überdruck ist geringer als bei der senkrechten Flamme; bei richtiger Bau- und Betriebsweise tritt sogar Unterdruck auf. Da die Brenner weder starkem Auftrieb heißer Gase noch hohen Wandtemperaturen ausgesetzt sind, können sie aus Eisen hergestellt und daher ihrer Aufgabe in vollkommener Weise angepaßt werden.

Für eine günstige Arbeitsweise bei wagerechter Flammenführung ist allerdings Voraussetzung, daß mehrere durch Erfahrung gefundene Regeln beachtet werden; diese lassen sich folgendermaßen zusammenfassen:

1. Die Flamme muß auf der Strecke, auf welcher die Aschenteilchen noch flüssig sind, freien Auslauf haben; jenseits dieser Strecke soll sie dagegen mit Rücksicht auf guten Wärmeübergang den Einsatz berühren;

sie soll, wie der Walzwerker sagt, um die Blöcke „rollen“. Sie darf auch schon innerhalb des Schmelzpunktbereiches den Einsatz treffen, vorausgesetzt, daß sich keine Schlackenklumpen bilden; dabei muß die Flammengeschwindigkeit einerseits so groß sein, daß sich die Ascheteilchen erst an einer Stelle im Ofen absetzen können, an der ihre Schmelztemperatur bereits unterschritten ist; andererseits darf die Geschwindigkeit nicht so groß sein, daß Stichflammenwirkung eintritt. Zahlenmäßige Angaben lassen sich nicht machen; den sichersten Anhalt gibt das beobachtende Auge. Im allgemeinen darf die Flamme den Einsatz um so früher berühren, je niedriger der Aschegehalt und je unempfindlicher das Wärmgut ist. Bei Stahleinsatz muß daher die Berührung später als bei normalem Flußeisen erfolgen. Bei Öfen mit wechselndem Einsatz empfiehlt es sich daher, die Brenner schwenkbar anzuordnen.

2. Um die Bildung von Schlackenklumpen zu vermeiden, müssen die flüssig gewordenen Ascheteilchen möglichst parallel zueinander in der Flamme wandern, ohne miteinander in Berührung zu kommen. Zu diesem Zweck verwendet man Flachbrenner, von denen einer unmittelbar neben dem anderen liegt, so daß der Ofen auf seiner ganzen Breite von einer einzigen flachen Flamme belegt wird. Die für die Verbrennung erforderliche Wirbelung muß in dem auf Seite 213f. dargelegten Sinne erfolgen, ohne daß die Flamme von einigen wenigen großen Wirbeln durchwühlt wird, bei denen unerwünschte Schlacken-Agglomeration eintritt. Aus diesem Grunde sind träge flatternde Flammen, bei denen die Klumpenbildung übrigens deutlich zu erkennen ist, zu vermeiden. Es empfiehlt sich daher, die Austrittsgeschwindigkeit am Brennermund nicht unter 10—15 m/sec gehen zu lassen. Damit die Flamme möglichst wenig streut, sollten die Brennerquerschnitte nach dem Ofen zu allmählich trompetenartig ausgeweitet, und der Brennermund gegen die ihn umgebende Wandfläche abgerundet werden. Brenner mit Drallbewegung haben sich nicht bewährt, weil sie zu stark streuen und die Seitenwände angreifen. Da sich die Flammenlänge einerseits mit der Brennstoffart ändert, andererseits aber auch dem Einsatz angepaßt werden muß — große Querschnitte erfordern längere Flammen als kleine — ist ihre Beherrschung durch Regelung von Primär- und Sekundärluft erforderlich. Da der Brennraum unter Unterdruck steht, wird die Sekundärluft bei den meisten neueren amerikanischen Öfen durch regelbare Öffnungen von außen angesaugt, die um die Brenner herum angeordnet werden. Bei der Sekundärluftzuführung mittels Gebläses durch die Decke ist Vorsicht geboten; die Luftdüsen müssen mit der Flamme einen möglichst spitzen Winkel bilden. Trifft die Luft dagegen senkrecht auf die Flamme auf, so entsteht die bei der stehenden Flamme gerügte Schneeballwirkung, die nicht nur zu Schlackenklumpen führt, sondern im Brennraum auch leicht einen unerwünschten Druckstau erzeugt.

Stoßöfen mit liegenden Flammen, die nach dem in Abb. 156D gezeigten Schema auf Grund der soeben erwähnten Regeln entworfen wurden, zeigen die Abb. 158 und 159. Die Sekundärluftzufuhr durch die Feuerbrücke (Abb. 158) hat den Zweck, das Temperaturmaximum der Flamme tiefer in den Ofen zu verlegen und die Flammengase nach oben so abzubiegen, daß sie den Einsatz gut umfassen, während etwa vorhandene Schlackenklumpen gradlinig weiterfliegen. Ferner können auch Brenner in der Feuerbrücke angebracht werden, deren Flammen den Einsatz von unten fassen. Dieser wird in bekannter Weise auf wassergekühlten Gleitrohren vorgeschoben. An ihre Stelle kann natürlich auch ein gewöhnlicher flacher Herd treten.

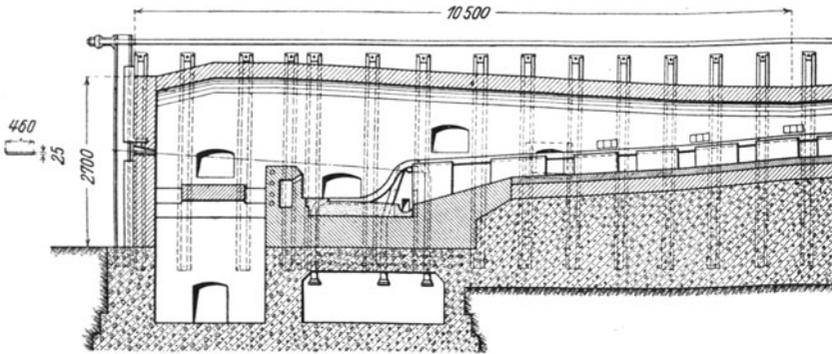


Abb. 158. Kopfende eines Stoßofens mit liegenden Flachbrennern.

Die künftige Entwicklung wird vermutlich eine noch weitere Zusammenlegung von Verbrennungs- und Arbeitsraum sowie eine Auflösung der Flamme in einzelne, die ganze Herdbreite einnehmende Flammen bringen. Diese würden zweckmäßig parallel zueinander verlaufen und in ihrem jeweiligen Ursprung so gegeneinander zu versetzen sein, daß der in Abb. 16 gezeigte günstigste gegenseitige Wärmeaustausch eintritt.

Zusammenfassend läßt sich folgendes sagen: Die stehende wie liegende Brenneranordnung sind sich in bezug auf Aschen- und Schlackenablagerungen etwa gleichwertig. Bei liegenden Brennern müssen jedoch gewisse, früher übersehene konstruktive Einzelheiten beachtet werden. Anderenfalls darf man sich nicht wundern, wenn bei Übergang von der stehenden zur liegenden Flamme Schlackenschwierigkeiten eintreten. Man sollte dann aber nicht die liegende Brenneranordnung an sich, sondern konstruktives Ungeschick dafür verantwortlich machen. U. a. haben sich je ein Walzwerk für Feineisen, Mittelbleche und für Fassoneisen erfolgreich von der stehenden zur liegenden Flamme umgestellt. Die Gleichmäßigkeit der Erwärmung ist bei liegender Flamme besser. Bei wärmeempfindlichen nicht zu hoch zu erhitzendem Einsatz kann allerdings die stehende Flamme vorzuziehen sein. Die

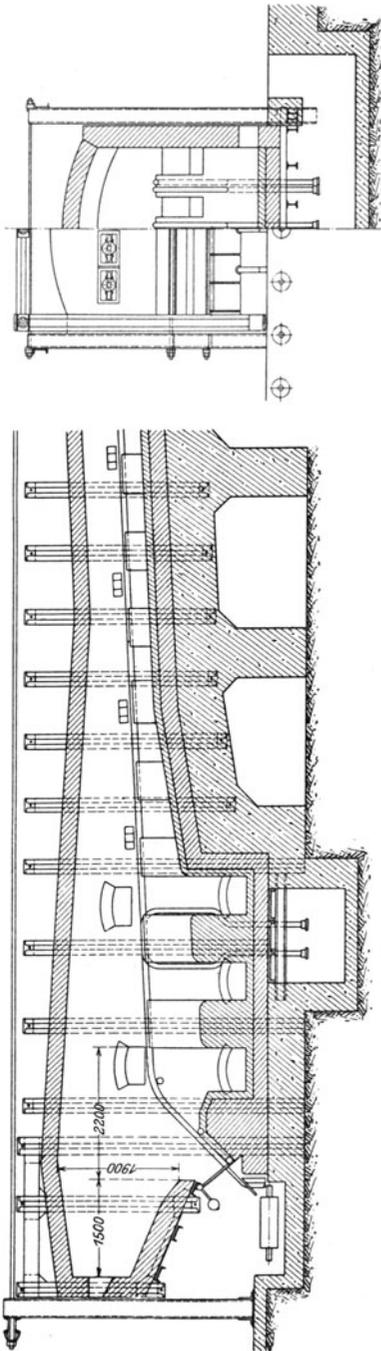


Abb. 159. Kopfende eines Durchstoßofens mit vier liegenden Flachbrennern.

Haltbarkeit ist bei der liegenden Flamme größer. Für die große Mehrzahl der Fälle ist daher die liegende Flammenführung vorzuziehen.

4. Bauliche Einzelheiten. Die Wände sind in der dem Feuerungsbau geläufigen Weise mit kräftigen Ankern und Zugstangen zu versehen. Bei Öfen mit mehr als 3 m innerer Herdbreite empfehlen sich aufgehängte Decken¹⁾; es können die bei Kesseln üblichen Konstruktionen verwertet werden, wobei jedoch auf möglichst Dichtigkeit Wert zu legen ist, damit keine Falschluf angesaugt wird. Die Steine können auch nach amerikanischem Vorbild an wassergekühlten Rohren aufgehängt werden. Bei geringeren Herdbreiten sollte man jedoch an dem einfachen Gewölbe festhalten. Bei Öfen, die starken Erschütterungen ausgesetzt sind oder hohe Kammern besitzen, empfiehlt es sich, die Wände außen mit gußeisernen Platten zu panzern. Früher machte man die Wände 3, zuweilen sogar 4 Steine stark. Die Folge war geringe Kühlung und damit schlechte Haltbarkeit, vor allem wenn die Kammer unter Druck steht. Man kann sich in solchen Fällen durch eingebaute Züge helfen, in denen die Verbrennungsluft vorgewärmt wird. Die Kühlkanäle müssen jedoch gegenüber dem Brennraum unter Überdruck stehen; die kalte Luft muß also den Kühlkanälen vom Ventilator zgedrückt und nicht durch diesen angesaugt

¹⁾ Siehe Seite 361.

werden. Es wurde auch versucht, die Kühlwirkung dadurch zu erhöhen, daß man einen Teil der das innere Mauerfutter mantelförmig umgebenden Sekundärluft durch zahlreiche in den Mauerfugen oder den Steinen selber angebrachte Löcher in den Verbrennungsraum treten ließ. Es besteht jedoch, vor allem bei Steiflammern, die Gefahr, daß die Löcher an der Feuerseite zuschmelzen. Im allgemeinen haben sich einfache Wände ohne Kühllzüge mit einer Stärke von 1 und allenfalls $1\frac{1}{2}$ Steinen am besten bewährt.

Bei richtiger Bauweise und Flammenbildung ist bei Auswahl der feuerfesten Steine kaum größere Sorgfalt als bei gas- oder rostgefeuerten Öfen geboten. Von den bei stehender Brenneranordnung zuweilen benutzten hochtemperaturbeständigen Materialien, wie Quarzit oder Quarzitschiefer, kann man bei liegenden Brennern ganz absehen. Man wähle eine gute Schamottesorte oder auch Dinassteine, während Silika nur bei dauernd warm zu haltenden Öfen zu empfehlen ist. Für den Ziehherd wähle man, wie bei anderen Feuerungen, gestampften Quarzit oder bei schwerem Einsatz besser Magnesit (Abb. 157).

Auf die Linienführung der Decke über dem Stoßherd ist große Sorgfalt zu legen. Der mittlere Abstand zwischen Herd und Decke soll nach dem Rauchgasende zu der durch Abkühlung bedingten Volumverminderung entsprechend abnehmen (Abb. 158/159), so daß an allen Teilen des Ofens der gleiche Druck herrscht. Auf diese Weise wird vermieden, daß der Ofen durch die Seitenöffnungen vorn ausdrückt und hinten Falschlucht ansaugt oder umgekehrt, und daß sich Wirbel bilden, welche zu Staubbärten an der Decke führen. Ferner lagert sich Staub im Hinterofen ab, wenn die Rauchgasgeschwindigkeit zu gering wird. Diese Gefahr besteht besonders bei breiten Öfen infolge zu großer Stichhöhe des Gewölbes. Günstige Erfahrungen liegen mit einer mittleren Gewölbehöhe von 0,4—0,5 m am Einsatzende des Ofens vor.

Die Rauchgasabzüge sind reichlich zu bemessen, damit sie sich nicht mit Flugasche zusetzen. Ferner ist für bequem zugängliche Reinigungsöffnungen zu sorgen. Der Kaminzug am Rauchgasschieber muß hinreichend groß sein, mindestens aber 10 mm W. S. betragen. Bei Öfen, die erst später auf Kohlenstaub umgestellt werden, sind die unter dem Ofenherd befindlichen Rekuperatoren zu entfernen und der entstandene Hohlraum als Flugaschenkammer zu benutzen, die durch möglichst leicht zugängliche Öffnungen von Zeit zu Zeit gereinigt werden kann.

Bei Rekuperatoren der bei Gas- und Rostfeuerung üblichen Bauart besteht die Gefahr, daß sie sich in kurzer Zeit mit Flugasche zusetzen. Aus diesem Grunde wird auf die Luftvorwärmung vielfach gänzlich verzichtet. Empfindlich ist dieser Mangel nicht, weil sich dank der hohen Temperatur der Kohlenstaubflammen und wegen ihrer voll-

kommenen Verbrennung auch ohne Luftvorwärmung wirtschaftlich arbeiten läßt; der Fortfall des teureren Rekuperators kann sogar im Hinblick auf die geringeren Ofenbaukosten ein Vorteil sein. Andererseits ist die Luftvorwärmung häufig wegen Brennstoffersparnis oder Leistungssteigerung erwünscht. In diesen Fällen gilt das auf S. 223f. über Luftvorwärmer Gesagte.

Die Firma Fuller schlägt ferner glatte Carborundumröhren vor (Abb. 153), welche von Preßluft oder Dampfdüsen leicht bestrichen werden können. Erfahrungen mit einem derartigen Rekuperator liegen jedoch noch nicht vor.

Es wäre auch zu erwägen, die Luft ähnlich wie bei Hochofen-Winderhitzern mit „gemischtem Besatz“ zweistufig vorzuwärmen. Die erste, den heißen Abgasen ausgesetzte Stufe bestünde aus einigen Carborundumröhren mit verhältnismäßig großem Durchmesser und verhältnismäßig großer strahlender Wärmeübertragung. Die zweite kältere Stufe würde von einem eisernen Röhren- oder Plattenluftheritzer üblicher Bauart gebildet. Dieser könnte aus gewöhnlichem Flußstahl hergestellt werden.

Die Abhitze kann auch in Dampfkesseln oder zur Trocknung der Kohle in Trocknern oder in der Mühle verwendet werden. Bei Umstellung von Generatorgas oder Halbgas ist wegen der geringeren Abgasmengen und Temperaturen der Staubfeuerung auch mit verminderter Dampferzeugung zu rechnen. Sie fällt z. B. bei Übergang von Halbgas auf Kohlenstaub häufig um mehr als 60 vH und beträgt i. M. etwa 0,1 t/t Durchsatz. Die Kesselzüge sind mit Hilfe der bekannten Rußbläser periodisch zu säubern.

5. Betriebserfahrungen. Einwandfreie Untersuchungen an Öfen, die nach neuzeitlichen Gesichtspunkten gebaut sind, liegen zur Zeit noch nicht vor. Die zahlreichen Versuchsberichte von älteren Öfen lassen eine Anzahl nachträglich nicht mehr feststellbarer Zahlen vermissen, so daß eine vergleichende tabellarische Aufstellung leicht ein falsches Bild gäbe. So wird z. B. der Eisenabbrand in den Wärmebilanzen verschiedenartig eingesetzt und in den meisten Fällen überhaupt nicht berücksichtigt. Unter diesen Umständen muß von der Wiedergabe von Versuchsberichten abgesehen werden; statt dessen sind die wichtigsten Betriebsdaten als Anhaltzahlen im folgenden zusammengestellt¹⁾.

Herd: Länge i. M. 13—15 m; Breite i. M. 2,5—3 m, in Amerika bis zu 10 m.

Einsatz: Knüppel und Blöcke bis zu 300 × 300 mm, Platinen beliebiger Größe, Brammen bis zu 2000 kg für Profil- und Fassoneisen,

¹⁾ Nähere Angaben über Erfahrungen finden sich an folgenden Stellen: Schmitz, W.: Stahl und Eisen 44 (1924), Nr. 11, S. 285 f. Weyel, A.: Stahl und Eisen 44 (1924), Nr. 33, S. 977 f. Hauck, E.: Mitteilung Nr. 58 der Wärmeabteilung Düsseldorf. Hochgesand, H.: Die Wärme 47 (1924), S. 117/9, 128/32, 141/4, 154/7 u. 166/9. Hochgesand, H.: Bericht Nr. 42 des Walzwerksausschusses des Vereins deutscher Eisenhüttenleute. Koegel, A.: Stahl und Eisen 47 (1927), Nr. 22, S. 915 f.

Draht, nahtlose Rohre, Bandeisen, Bleche, Bandagen und Radscheiben. Es werden sowohl normale Qualitäten wie Edelmehle verarbeitet. Die Güte des Erzeugnisses wird durch Kohlenstaubbetrieb nicht beeinträchtigt; eine Ausnahme bilden Bandeisen-, Draht- und Feinblechwalzwerke, von denen einige über Schlackenbeschädigungen klagen, während andere wiederum mit Kohlenstaubbetrieb gute Erfahrungen gemacht haben. Besonders empfindlich ist Bandeisen, das in kaltem Zustande weiterverarbeitet wird (siehe S. 280 u. 288 f.).

Leistung: Herdbelastung, bezogen auf Stoßherd und Ziehherd, bei stehenden Brennern bis $220\text{--}250\text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$; bei liegenden Brennern mehr, in Amerika bis zu $400\text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$. Bei warmem Einsatz steigt die Herdleistung erheblich; sie betrug z. B. für eine Knüppelstraße bei einer Oberflächentemperatur der eingesetzten Blöcke von 950° rd. $2000\text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$; auf einer Feinstraße stieg die Herdleistung von 400 kg bei kaltem Einsatz auf $650\text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ bei 850° warmem Einsatz.

Brennstoffverbrauch: Je nach Betriebsweise (ein- oder mehrschichtig) bei kaltem Einsatz $450\,000\text{--}750\,000\text{ kcal/t}$; bei ununterbrochenem Betriebe und einer Herdbelastung des Ofens von rd. $250\text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ kann mit einem mittleren Verbrauch von $500\,000\text{--}600\,000\text{ kcal/t}$ Einsatz gerechnet werden. Bei warmem Einsatz fanden sich folgende Daten: Bei einem Knüppelstraßenofen mit 1100° Einsatztemperatur $150\,000\text{ kcal/t}$. Bei einem Feinstraßenofen mit 300° Einsatztemperatur $475\,000\text{ kcal/t}^1$.

Verbrennung: Die Abgase enthalten am Einsatzende $15\text{--}17\text{ vH CO}_2$, $1,5\text{--}4\text{ vH O}_2$ und $0\text{--}2\text{ vH CO}$.

Temperaturen: Eingehende Untersuchungen über den Temperaturverlauf an neuzeitlichen Öfen sind im Gange, stehen jedoch für die Veröffentlichung noch nicht zur Verfügung. Bei normalen Qualitäten beträgt die Temperatur über dem Ziehherd etwa $1400^\circ\text{--}1500^\circ$, am Ofenende je nach Herdlänge, Belastung und Temperatur des eingesetzten Materials $500\text{--}950^\circ$, i. M. etwa 750° .

Anheizzeiten: Zum Anheizen aus dem kalten Zustand ist ein Lockfeuer erforderlich; statt eines Holzstoßes können auch Öl- oder Gasbrenner verwendet werden, die am besten parallel zu den Staubbrennern anzubringen sind, und je nach der Kohlenart nach $10\text{--}30$ Minuten abgestellt werden können. Nach einschichtigen Pausen beträgt die eigentliche Anheizzeit bis zum Ziehen der Blöcke etwa 2 Stunden, könnte aber vielfach weiter verkürzt werden und beträgt oft nur $\frac{1}{2}$ bis $\frac{1}{3}$ der bei Gas- und Rostfeuerungen üblichen Anheizzeiten.

Haltbarkeit: Bei stehender Brenneranordnung $3000\text{--}5000$ Betriebsstunden, bei liegender Brenneranordnung erheblich mehr, bis zum

¹⁾ Koegel, A.: a. a. O.

zweifachen obiger Betriebszeiten. Die zwischen zwei Erneuerungen des Mauerwerks liegenden Ausbesserungen haben sich in einigen Fällen durch Torkretieren beschleunigen und verbilligen lassen. Über aufgespritzte Schutzschichten aus Zirkonmasse liegen widersprechende, meist wenig günstige Erfahrungen vor. Die Zustellung einer Brennkammer kostet 5000.— bis 8000.— M. Auf einem Werk konnte durch konstruktive Verbesserung (liegende Brenner) das Reparaturkonto je t Ausbringen auf den gleichen Betrag wie bei Generatorgas vermindert werden.

Kohle: Die flüchtigen Bestandteile sollen nicht zu niedrig sein. Für Magerkohlen, die wegen ihres niedrigen Preises u. U. anziehend sein können, liegen noch keine längeren Betriebsergebnisse vor. Anderweitige Erfahrungen lassen jedoch vermuten, daß die erwünschte „rollende“ Flamme zwar erzielt werden kann, daß aber gleichzeitig bei den wegen des Abbrandes erwünschten niedrigen Luftüberschüssen beträchtliche Mengen unausgebrannten Staubes auf Einsatz und Abgaswegen anfallen. Dem könnte möglicherweise durch einen Satz hintereinander geschalteter Flammen mit hoher Turbulenz entgegengewirkt werden.

Übliche Mahlfleinheiten liegen zwischen 10 und 20 vH Rückstand auf Sieb Nr. 70 (4900-Maschensieb). Der Aschengehalt der Kohle darf bei normalen Einsatzqualitäten unbedenklich auf 15—20 vH steigen.

Nach verschiedenen Feststellungen, die allgemeine Gültigkeit haben dürften, liegt der Fließpunkt bei der in der Brennkammer abgeschleuderten Kohlschlacke niedriger als bei den an der Ofendecke haftenden Bärten und dem Flugstaub, welcher sich auf dem Einsatz im Hinterherd absetzt. Es scheint, daß der Schmelzpunkt um so höher liegt, je weiter man sich von dem Ofenkopf entfernt. Rosin hat festgestellt, daß die Flugasche kieselsäurereicher als die in der Kammer abgeschiedene Schlacke ist. Die letztere enthält vor allem die leichtflüssigen Bestandteile, zu denen besonders Eisenverbindungen gehören (s. S. 17). Ob die Schlacke den Einsatz um so mehr angreift, je leichtflüssiger sie ist, bedarf noch der Untersuchung; es ist jedenfalls ziemlich sicher, daß eisenhaltige Schlackentropfen, welche gleichzeitig noch unverbrannten Kohlenstoff enthalten und daher einer teilweisen Reduktion unterliegen, eine Schmelzpunkterniedrigung erfahren und infolgedessen besonders angriffsfähig werden. Aus diesem Grunde sind die bei den stehenden Brennern aus der Kammer mitgerissenen Schlackenklumpen besonders unerwünscht.

Die von der Ofendecke abfallenden Bärte bilden zusammen mit dem Flugstaub einen mehr oder weniger dichten Aschenpelz, der den Wärmeübergang nur unmerklich beeinträchtigt und beim Ziehen vom Einsatz abfließt oder abspringt, ohne merklichen Schaden zu tun. Eine Ausnahme bildet Einsatz, der zu Bandeisen oder Feiblechen verarbeitet wird. In diesen Fällen zeigen sich lang ausgezogene braunrote Sprenkel, die häufig erst bei den letzten Stichen zum Vorschein kommen und das Material zu Ausschuß machen. Diese Schäden treten besonders nach Leerlaufschichten ein, bei denen die Bärte von der Decke abfallen. Die Sprenkel sind übrigens nur zum Teil der Staubfeuerung zu belasten, da sie sich auch bei gasgefeuerten Öfen finden und bei diesen auf tropfende

Ofendecken zurückgeführt werden. Als Gegenmittel werden Preßluftdüsen empfohlen, welche alle Staubansätze im Hinterofen in der Richtung auf den Fuchs blasen. Auch werden maschinell angetriebene Stahlbürsten oder fräserartige Kratzen verwendet, zwischen denen die Blöcke oder Platinen während des Ziehens hindurchgehen müssen. Beide Mittel bringen wohl eine Erleichterung, jedoch nicht immer eine völlige Beseitigung der Schlackenschäden mit sich. In der Regel ist es bei empfindlichem Wärmgut am besten, eine aschearme Kohle zu verwenden und Aschen- und Schlackenabsonderungen durch geeigneten Bau des Ofens nach den auf Seite 270 f. dargelegten Gesichtspunkten einzuschränken.

Abbrand: Bei der Schwierigkeit einwandfreier Abbrandmessungen sind zuverlässige Angaben, die sich auf durchschnittliche Betriebsverhältnisse beziehen, selten. An sich müßte der Abbrand bei Kohlenstaubbetrieb gering sein, weil der Luftfaktor leicht regelbar ist, ohne wie bei Halbgas- und Generatorgasfeuerungen durch Stoch- und Begichtungsperioden beeinflußt zu werden. Bei großem Luftüberschuß oder ungünstiger Flammenführung (Berührung mit dem ersten, heißesten Teil der Flamme) kann der Abbrand allerdings wegen der hohen Temperatur der Kohlenflamme gerade wie bei Koksgas, das bei richtiger Handhabung ebenfalls niedrige Abbrandziffern aufweist, in die Höhe schnellen und größer als bei Halb- und Generatorgas werden. Man darf sich daher nicht wundern, wenn die von den Werken gegebenen Abbrandzahlen zwischen 0,45 und 4 vH liegen. Die Schwankungen zeigen jedenfalls, wie wichtig es ist, den Ofen sachgemäß zu bauen und zu betreiben. Ein einigermaßen zuverlässiger Anhalt läßt sich vorläufig nur durch Vergleich der Abbrandzahlen eines bestimmten Ofens vor und nach der Umstellung auf Kohlenstaub erlangen. Wenn die Eindeutigkeit der von einer Anzahl von Werken stammenden Ergebnisse auch noch zu wünschen übrig läßt, so geht aus ihnen doch hervor, daß 1. gegenüber Generatorgas bei gleicher Kohlenart keine oder nur eine geringe Abnahme des Abbrandes eintritt, und 2. gegenüber Halbgas bei gleicher Kohlenart der Abbrand um etwa 0,25—1 vH, also z. B. von 2 auf 1,75—1 vH abnimmt. Leistungssteigerungen wirken ebensowenig wie bei anderen Feuerungsarten abbrandvermehrend, solange Luftfaktor und Einsatz unverändert bleiben. Der Abbrandvermehrung durch die höhere Flammentemperatur wird nämlich durch die gleichzeitige Verkürzung der Durchsatzzeit und möglicherweise durch den im hinteren Ofen gebildeten schützenden Staubpelz entgegengearbeitet.

Ferner scheint der Abbrand bei Braunkohle etwas größer als bei Steinkohle zu sein¹⁾. Er dürfte bei richtig gebautem Ofen und gut geführtem Betrieb zwischen 1 und 2,5 vH liegen.

¹⁾ Bleibtreu: Mitt. 99 d. Wärmestelle Düsseldorf d. Vereins d. Eisenhüttenleute S. 756.

Schließlich scheinen eisenhaltige Kohlenaschen wegen ihrer Leichtflüssigkeit (siehe S. 17) den Abbrand zu vermehren.

Sauberkeit: Zuweilen werden durch die Ofentüren beträchtliche Staubmengen ausgestoßen, teils weil die Ofenkammer unter Überdruck steht, teils weil der Kaminzug durch Aschenablagerungen gedrosselt wird. Manchmal lassen auch die Staubzuführungsorgane genügende Dichtheit vermissen. Daß allen diesen Mängeln abgeholfen werden kann, zeigen verschiedene Walzwerksanlagen, die eine auch bei Gasbetrieb kaum zu überbietende Sauberkeit aufweisen. Auf einem Werk befinden sich z. B. in der Nähe der Stoßöfen tadellos blanke Ventildampfmaschinen.

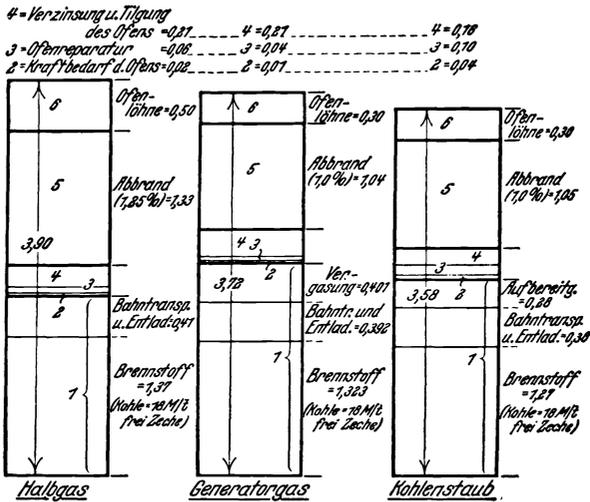


Abb. 160. Wärmekosten in Mark/t Ausbringen bei Stoßöfen.

Irgendwelche Beschädigungen durch Staub ließen sich nicht feststellen. Auf eine staubfreie Betriebsweise sind auch die Brennerorgane von Einfluß; vor allem muß das auf Seite 204 beschriebene „Schießen“ durch geeignete Ausbildung der Zuteiler vermieden werden.

Bezüglich der Unfallgefahr wird auf das auf Seite 164f. und 235f. Gesagte verwiesen.

6. Wirtschaftlichkeit. Abb. 160 gibt die Wärmekosten je t Ausbringen bei Halbgas-, Generatorgas- und Kohlenstaubfeuerung wieder. Zugrunde gelegt wurde eine Anlage, die aus 4 Öfen von je rd. 7 t/h Leistung besteht; ferner wurden zwei Schichten zu je 8 Stunden angenommen. Die anteiligen Kostenbeträge wurden anhand einer sorgfältigen Auswahl in der Praxis gesammelter Betriebswerte ermittelt, wobei in allen drei Fällen ein gut geleiteter Betrieb zugrunde gelegt wurde; es wurde also vermieden, die aus kürzeren Versuchen stammenden, meist zu günstigen

Ergebnisse der Kohlenstauböfen mit Durchschnittszahlen der beiden anderen Ofenarten zu vergleichen. Ferner wurde angenommen, daß die im Brenner angelieferte Wärmemenge, bezogen auf die Tonne Ausbringen, bei Generatorgas 450 000 kcal und bei Kohlenstaub 500 000 kcal beträgt. Bei diesen Zahlen ist zu beachten, daß bei Generatorgasfeuerung Luftwärmung vorliegt, bei Kohlenstaub dagegen nicht. In Wirklichkeit ist der Unterschied wegen der höheren Flammentemperaturen des Kohlenstaubes wahrscheinlich geringer. Bei Halbgasfeuerung wurde ein gesamter kcal-Aufwand von 550 000 kcal/t Ausbringen angenommen. Der entsprechende Kohlenverbrauch, einschließlich der Trockenkohle im Falle von Kohlenstaub, beträgt daher bei Halbgas, Generatorgas und Kohlenstaub 7,6, 7,4 und 7,0¹⁾ vH. Eine gewisse Unsicherheit herrscht über die Größe des Abbrandes; da keine genauen Messungen vorliegen, wurde für Generatorgas und Kohlenstaub 1 vH und für Halbgas 1,25 vH des Ausbringens eingesetzt. Bemerkenswert ist, daß die Posten für „Verzinsung und Tilgung des Ofens“ und für „Ofenreparaturen“ in allen drei Fällen etwa die gleichen sind. Der häufig zugunsten der Kohlenstaubfeuerung angeführte Vorteil des billigen Ofens spielt danach keine allzu große Rolle, wenn er auch in manchen Fällen mit entscheidend sein kann. Dagegen träte eine erhebliche Ersparnis bei Kohlenstaub ein, wenn der Abbrand weiter verringert werden könnte. Ferner zeigt Abb. 160, welche erhebliche Ersparnisse eintreten, wenn die Eigenschaft der Kohlenstaubfeuerung ausgenutzt wird, billige Kohlen verarbeiten zu können. Legt man z. B. ober-schlesische Verhältnisse zugrunde, indem man für die eingesetzte Kohle 6,— M/t frei Zeche annimmt, und die Löhne gegenüber dem in dem Diagramm gezeigten Betrag halbiert, so ergibt sich bei Halbgas immer noch ein Wärmepreis von 2,78 M/t gegenüber nur 2,58 M/t bei Kohlenstaub. Die Staubfeuerung kann also auch bei billiger Kohle und niedrigen Löhnen der Halbgasfeuerung noch ein wenig überlegen sein, von der Generatorgasfeuerung, welche billige Kohlen nicht zu verarbeiten vermag, gar nicht zu reden.

Eine weitere Verringerung der in Abb. 160 gezeigten Wärmekosten tritt bei Kohlenstaub im Falle häufiger Stillstände ein. Die bekannte schnelle Aufheizmöglichkeit verringert die Anheizzeiten bekanntlich

¹⁾ Mit Hilfe der Rechnungsunterlagen für Abb. 160 (s. S. 284) ergibt sich für

$$\begin{aligned} \text{Halbgas: } & \frac{0,55 \cdot 10^6 \text{ kcal/t Ausbr.}}{7,2 \cdot 10^6 \text{ kcal/t Kohle}} = 0,076 \text{ t/t} \\ \text{Generatorgas: } & \frac{0,45 \cdot 10^6 \text{ kcal/t Ausbr.}}{7,2 \cdot 10^6 \text{ kcal/t Kohle} \cdot 85 \text{ vH.}} = 0,074 \text{ t/t} \\ \text{Kohlenstaub nach Zahlentafel 19 II, 1:} & \\ & \frac{0,5 \cdot 10^6 \text{ kcal/t Ausbr.} \cdot \frac{18,45}{18,00} \text{ t Kohle/t Staub}}{7,28 \cdot 10^6 \text{ kcal/t Staub}} = 0,070 \text{ t/t.} \end{aligned}$$

gegenüber Generatorgas häufig um 50 vH und gegenüber Halbgas um noch mehr. Ferner fällt bei Leerlaufzeiten im Gegensatz zu Halbgas- und Generatorgasfeuerung der Kohlenverbrauch vollkommen fort. Normalerweise beträgt in Betrieben, die nicht durchlaufen, die Verminderung der Wärmekosten 15 vH gegenüber Generatorgas und gegenüber Halbgas häufig noch mehr. Hierdurch und infolge der durch die höheren Flammentemperaturen ermöglichten Leistungssteigerung des Ofens kann die Wirtschaftlichkeit des Betriebes u. U. bedeutend erhöht werden. Im Gegensatz zu Halbgas- und Generatorgasöfen läßt sich die Ofenleistung durch Einbau von Zusatzbrennern in einfacher Weise steigern. In eingegengten oder in ihrer Leistung zu steigernden Betrieben ist die wirtschaftliche Überlegenheit der Staubfeuerung gegenüber Generatorgas zuweilen allein schon dadurch gegeben, daß, wie auf S. 188 ausgeführt wurde, der von den Gaserzeugern benötigte Platz für andere Zwecke frei wird. Eine weitere Erhöhung der Wirtschaftlichkeit brächte u. U. die Luftvorwärmung mit sich.

Rechnungsunterlagen für Abb. 160.

Annahmen.

1. Betrieb: 4 Stoßöfen zu je 56 t Ausbringen/8 h Betriebszeit = 2 Schichten = 16 h.
2. Kohlenart: Steinkohle:
 - Feuchtigkeit 2 vH
 - Asche 9 vH
 - Heizwert (unterer) 7200 kcal/kg.
3. Entfernung von Zeche 100 km.
4. Anlagekosten:
 - 1 Ofen mit Halbgas oder Generatorgasfeuerung . 40000 M,
 - 1 Ofen mit Kohlenstaubfeuerung 30000 M.
5. Preise:
 - Steinkohle frei Zeche 18 M/t,
 - elektrischer Strom 0,05 M/kWh.
6. Arbeitslohn 0,7 M/h.
7. Kapitaldienst 18 vH.

Wärmekosten.

	Halbgas	Generatorgas	Kohlenstaub
Brennstoffverbrauch in kcal/t Ausbringen	550000	450000	500000
1. Brennstoff frei Ofen M/t	1,78	2,12	1,93
2. Kraftbedarf des Ofens . . . M/t	0,02	0,01	0,04
3. Reparaturen am Ofen . . . M/t	0,06	0,04	0,10
4. Verzinsung und Tilgung . . M/t	0,21	0,21	0,16
5. Abbrand M/t	1,33	1,04	1,05
6. Ofenlöhne M/t	0,50	0,30	0,30
Wärmekosten in M/t Ausbringen	3,90	3,72	3,58

I. Halbgas.

1. 1 t Rohkohle frei Ofen kostet 18 M/t + 5,35 M/t (nach Zahlentafel 19, I, 2) = 23,35 M/t. Bei einem Wärmeverbrauch von 550 000 kcal/t Ausbringen folgt

$$\frac{23,35 \cdot 0,55 \cdot 10^6}{7,2 \cdot 10^6} = 1,78 \text{ M/t};$$

hiervon entfällt auf Brennstoff	1,37 M/t,
Transport und Entladen	<u>0,41 M/t</u>
	1,78 M/t.

2. 0,4 kWh/t Ausbringen · 0,05 M/kWh = 0,02 M/t.

3. Nach Angaben aus der Praxis.

4. $\frac{40000 \text{ M/Ofen} \cdot 18 \text{ vH}}{300 \text{ Tage} \cdot 112 \text{ t/Tag}} = \dots\dots\dots 0,21 \text{ M/t.}$

5. 1,25 vH · 110 M/t = 1,38 M/t,
Gutschrift durch Abbrand-kcal:

$$1350 \text{ kcal/kg} \cdot 12,5 \text{ kg/t} \cdot \frac{1,78}{550000} \text{ M/kcal} = \dots\dots\dots 0,05 \text{ M/t}$$

$$\underline{\hspace{10em}} 1,33 \text{ M/t.}$$

6. 5 Mann · $\frac{0,7 \text{ M/h} \cdot 8 \text{ h}}{56 \text{ t}} = \dots\dots\dots 0,50 \text{ M/t.}$

II. Generatorgas.

1. Aus Abb. 103 und einem Wärmeverbrauch von 450 000 kcal/t Ausbringen folgt

$$4,70 \cdot 0,45 = 2,12 \text{ M/t};$$

hiervon entfällt auf

Brennstoff: 2,94 · 0,45 =	1,323 M/t,
Transport und Entladen: 0,87 · 0,45 =	0,392 M/t,
Vergasungskosten: 0,89 · 0,45 =	<u>0,401 M/t</u>
	2,116 M/t.

2. 0,25 kWh/t Ausbringen · 0,05 M/kWh = 0,01 M/t.

3. Nach Angaben aus der Praxis.

4. Wie bei Halbgas.

5. 1 vH · 110 M/t = 1,10 M/t,
Gutschrift für Abbrand-kcal:

$$1350 \text{ kcal/kg} \cdot 10 \text{ kg/t} \cdot \frac{2,12}{450000} \text{ M/kcal} = \dots\dots\dots 0,06 \text{ M/t}$$

$$\underline{\hspace{10em}} 1,04 \text{ M/t.}$$

6. 3 Mann · $\frac{0,7 \text{ M/h} \cdot 8 \text{ h}}{56 \text{ t}} = \dots\dots\dots 0,30 \text{ M/t.}$

III. Kohlenstaub.

1. Aus Abb. 103 und einem Wärmeverbrauch von 500 000 kcal/t Ausbringen folgt

$$3,86 \cdot 0,5 = 1,93 \text{ M/t};$$

hiervon entfällt auf

Brennstoff: 2,535 · 0,5 =	1,27 M/t
Transport und Entladen: 0,755 · 0,5 =	0,38 M/t
Aufbereitung: 0,57 · 0,5 =	<u>0,28 M/t</u>
	1,93 M/t.

2. $0,75 \text{ kWh/t Ausbringen} \cdot 0,05 \text{ M/kWh} = \dots\dots\dots 0,04 \text{ M/t.}$
3. Nach Angaben aus der Praxis.
4. $\frac{30000 \text{ M/Ofen} \cdot 18 \text{ vH}}{300 \text{ Tage} \cdot 112 \text{ t/Tag}} = \dots\dots\dots 0,16 \text{ M/t.}$
5. $1 \text{ vH} \cdot 110 \text{ M/t} = \dots\dots\dots 1,10 \text{ M/t,}$
Gutschrift für Abbrand-kcal:
 $1350 \text{ kcal/kg} \cdot 10 \text{ kg/t} \cdot \frac{1,93}{500000} \text{ M/kcal} = \dots\dots\dots \frac{0,05 \text{ M/t}}{1,05 \text{ M/t.}}$
6. Wie bei Generatorgas.

b) Einsatzöfen (Schweiß- und Flammöfen).

Zweck: Erwärmen von Blöcken oder Platinen auf Schweißhitze. Die Öfen ähneln in ihrem Aufbau bis auf den flachen Herd den Puddelöfen. Der Kopf ist wie bei Stoß- und Rollöfen (S. 269f.) auszubilden. Für die Umstellung auf Kohlenstaub und die dabei zu erzielenden Vorteile gilt das bei Puddel- sowie bei Stoß- und Rollöfen Gesagte.

Betriebsdaten:

1. Wärmofen; Kohlenverbrauch 225 kg/t gegenüber 450 kg bei Rostbefeuerung von Hand¹⁾.
2. Wärmöfen für 300 mm Walzenstraße: Kohlenverbrauch 270 kg/t.
Wärmofen für 400 mm Walzenstraße: Kohlenverbrauch 260 kg/t²⁾.
3. Acht große Wärmöfen brauchen 320 t Kohlenstaub pro Woche; Asche einmal wöchentlich durch Kippwagen aus Rauchgaskanal von $1,8 \times 1,8 \text{ m}$ Querschnitt und 90 m Länge entfernt. Kohlenersparnis gegenüber Handfeuerung 30—40 vH.
4. Paketierschweißofen; gegenüber Halbgas bedeutende Abbrandverminderung; Kohlenersparnis 30 Gewichtsprozent, Geldersparnis noch größer, da billigere Kohle verwendbar.
5. Doppelseitig beheizte Einsatzöfen für Brammen in amerikanischem Panzerplattenwalzwerk von Handfeuerung auf Kohlenstaubfeuerung umgestellt; rund 50 vH Kohlenersparnis; große Verbrennungskammern; werden nur alle 3—4 Wochen von Flugasche gereinigt³⁾.
6. Doppelseitig beheizter Einsatzofen für $260 \times 260 \text{ mm}$ Blöcke eines amerikanischen Feinblechwalzwerks versuchsweise von Gas auf Kohlenstaub umgestellt; dabei Regenerativkammern ausgeschaltet. Kohlenschlacke, mit unverbranntem Staub vermischt, brannte sich auf Blöcken ein. Dadurch braune Flecken im Feinblech erzeugt, s. S. 280. Zu Gasbetrieb zurückgekehrt.

c) Durchweichungsgruben und Tieföfen.

Zweck: Erwärmung von Blöcken oder Brammen, die zu kalt vom Stahlwerk kommen, um ausgewalzt zu werden.

Bezüglich Umstellung und der dabei zu erzielenden Vorteile gilt das für Stoß- und Rollöfen Gesagte.

¹⁾ Harvey: The use of pulverized coal, S. 57. London 1919.

²⁾ Proceedings of the Engineering Society of Western Pennsylvania, S. 387f. Okt. 1913.

³⁾ Stahl u. Eisen 42 (1922) Nr. 38, S. 1467/69. — Iron Age (1920), S. 1181/85.

Ein Blockwärmofen mit verfahrbaren Deckeln ist in Abb. 161 gezeigt, aus der die Bauart und Arbeitsweise ohne weiteres hervorgeht¹⁾.

Betriebsdaten:

1. Als Brennstoffverbrauch werden 95 kg/t Stahl bei kaltem Einsatz und bei Blöcken von 1450 kg Gewicht angegeben¹⁾. Die Durchweichung soll gleichmäßiger, der Abbrand geringer als bei Öl oder Gasfeuerung sein.

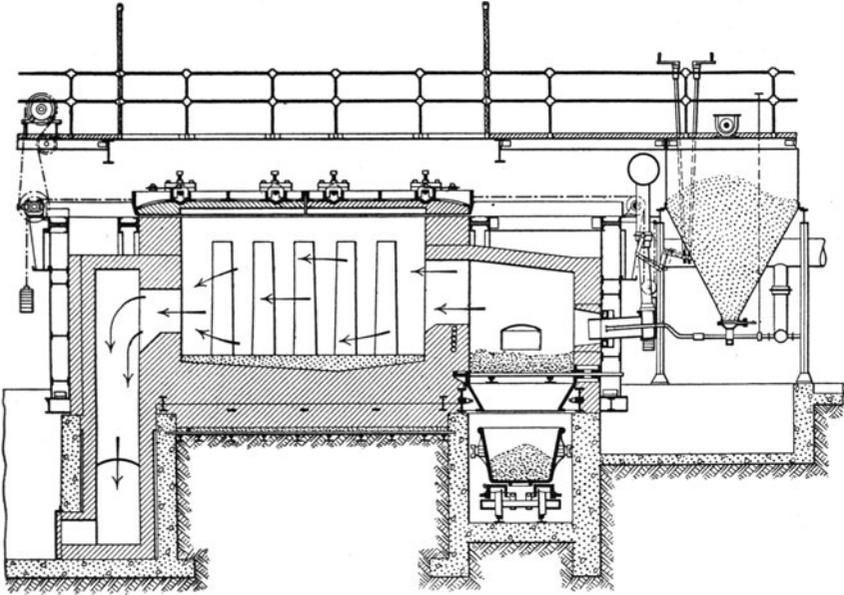


Abb. 161. Kohlenstaubgefeuerter Blockwärmofen²⁾.

2. Vier Tieföfen für Rundblöcke von 1500—3000 kg für nahtlose Rohre. An Wärmekammer seitlich angebaute Brennkammern ohne Feuerbrücke und mit wagerechten Brennern. Wärm- und Brennkammern von ausfahrbaren Türen überdeckt. Rauchgase treten von Wärm- in Vorwärmkammer über. Wärmekammer hält 10—12, Vorwärmkammer 20—24 Blöcke. Gesamte Wärmzeit 9—12 h bei kaltem Einsatz und Vorwärmung auf 1300°. Abbrand 1 vH geringer als bei Generatorgas. Kohlenverbrauch 11 vH³⁾.

VI. Staubfeuerungen in Blech-, Bandeisen- und Drahtwalzwerken.

a) Stoß- und Einsatzöfen

wurden auf Seite 269/286 beschrieben. Sie arbeiten als Brammen- oder Blockwärmöfen auf einer Anzahl von Grob- und Mittelblechwalzwerken zufriedenstellend. Bei Öfen zur Erwärmung von Knüppeln, die auf

¹⁾ Harvey: Pulverized Coal Systems in America, S. 30. London 1919, und nach Angaben der Fuller Engineering Co.

²⁾ J. Frankl. Inst. Sept. 1916, S. 345.

³⁾ Kehren: Stahl u. Eisen 48 (1928), Nr. 51, S. 1769/75.

Platinen oder Feinbleche oder auf Draht und Bandeisen ausgewalzt werden, treten zuweilen die auf Seite 280 beschriebenen Schlackenschäden auf. Sie wurden auf einigen Werken mit Hilfe der auf Seite 281 erwähnten Mittel überwunden, während andre Werke die Staubfeuerung wieder aufgaben. An staubgefeuerten Öfen finden sich in Deutschland: Auf 19 Blechwalzwerken 17 Block- oder Brammenstoßöfen und 2 Platinenstoßöfen; auf 13 Bandeisen- und Drahtwalzwerken 19 Knüppel- und Platinenstoßöfen und 1 Einsatzofen¹⁾.

b) Platinen- und Blechwärmöfen

der Feinblechwalzwerke sind in Amerika in größerem Umfang, in Deutschland neuerdings auf 2 Werken auf Kohlenstaub umgestellt worden. Versuche, die verhältnismäßig kleinen Brennräume rostgefeuerter Öfen beizubehalten, führten zu völligen Mißerfolgen; die Ver-

brennung war unvollkommen; vor allem aber wurde der Einsatz von Schlackenansätzen angegriffen. Durch große, vorkammerartig ausgebildete Brennräume, feine Mahlung (10—15 vH Rückstand auf Sieb Nr. 70) sowie asche- und schwefelarme Kohlen gelang es, diese Mißstände so weit zu beheben, daß alle handelsüblichen Sorten bis hinunter zu 0,8 mm Dicke in erstklassiger Güte hergestellt werden können.

Bei einigen Werken beträgt die geringste bei Kohlenstaub noch zulässige Blechdicke sogar nur 0,3 mm.

Die Öfen arbeiten folgendermaßen: Die im Platinenofen je nach Sorte und Verwendungszweck auf 750—1100° erwärmten Platinen werden zu „Sturzen“ vorgewalzt und unter wiederholtem Auf-

heizen im Blechwärmofen auf 700—900° sowie unter nachfolgendem „Doppeln“ zu Feinblechen ausgewalzt. Blechwärmöfen heißen daher auch Sturz-, Doppel- oder Fertigöfen. Platinen- und Blechwärmöfen bilden im Fertigungsverfahren eine Einheit. Sie werden daher neben- oder über-

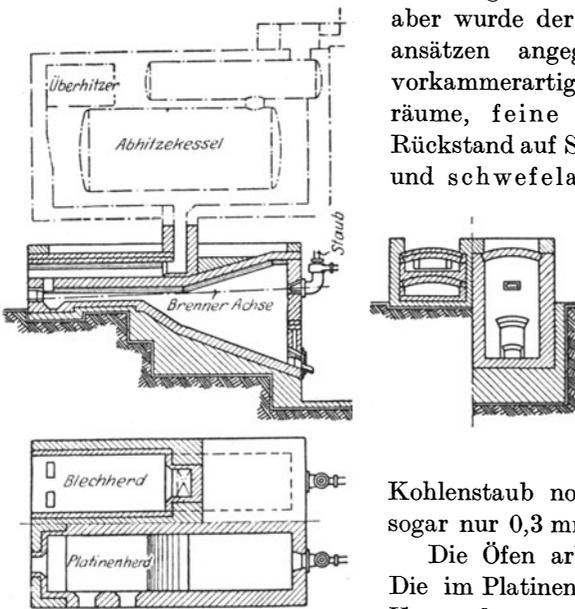


Abb. 162. Vereinigter Platinen- und Blechwärmofen²⁾.

¹⁾ Nach Wärmestelle Düsseldorf. ²⁾ Beckmann: Wärme 51 (1928), Nr. 5, S. 91.

einander angeordnet, Abb. 162 und 163. Die Beschickung erfolgt von Hand. Die Bauweise nach Abb. 162 mit gemeinsamer Flamme für Platinen- und Blechwärmöfen hat den Vorteil großer Einfachheit und geringer Verschlackungs- und Verstäubungsgefahr im Blechwärmöfen. Nachteilig ist dagegen, daß beide Öfen voneinander abhängig sind. Bei wechselnden und in der Wärmebehandlung empfindlichen Sorten ist die getrennte Beheizung (Abb. 163) vorzuziehen. Sie hat die gemeinsame Feuerung in Amerika ganz verdrängt. Jeder Ofen erhält zweckmäßig seinen eignen nach dem Druckförderungsverfahren gefüllten Staubbunker (siehe Seite 132). Als Staubspeiser haben sich Apparate nach Abb. 122 bewährt. Sie besitzen genügende Regelgenauigkeit. Da meistens eine Anzahl von Öfen in einer Reihe steht, genügt eine gemeinsame Antriebswelle mit konstanten Umdrehungen. Kontinuierlich arbeitende Platinenöfen finden sich neuerdings vereinzelt in Amerika (Abb. 164). Um schwarze Stellen auf den Platinen zu vermeiden, sind die Gleitrohre nicht unmittelbar wassergekühlt; statt dessen ist ein wasserdurchströmtes Rohr innerhalb des Gleitrohrs angebracht.

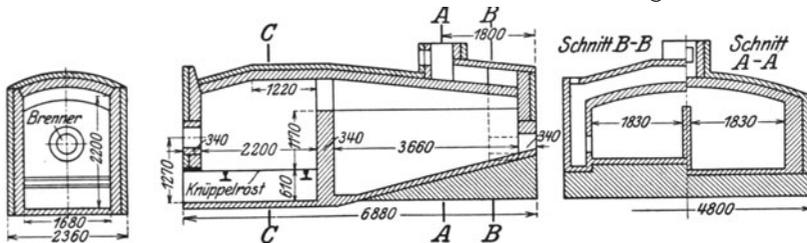


Abb. 163. Platinen- und Blechwärmöfen.

Folgende Anforderungen sind an Platinen- und Blechwärmöfen zu stellen:

1. Die Ofenatmosphäre muß je nach Wunsch neutral oder etwas reduzierend sein.
2. Der Einsatz muß vor der Kohenschlacke geschützt werden; nur feiner Flugstaub darf sich auf dem Einsatz ablagern.
3. Der Einsatz muß an allen Stellen auf möglichst gleiche Temperaturen gebracht werden (keine überhitzten und schwarzen Stellen).
4. Die Abweichung dieser Temperaturen von einem Sollwert muß möglichst gering sein.

Die Forderungen 1 und 4 lassen sich bei der Staubfeuerung eignen leichten Regelbarkeit leicht erfüllen.

Forderung 2 führt zu einer großen Vorkammer, in der sich die Flamme bei langsamer Strömungsgeschwindigkeit der etwa vorhandenen flüssigen Aschenteile entledigen kann. Da die Arbeitstemperaturen verhältnismäßig niedrig sind, besteht nicht wie bei Roll- und Stoßöfen Gefahr, daß die Vorkammerwände zu hohen Temperaturen ausgesetzt wer-

den. Auf einem Werk ließen sich die Schlackenschwierigkeiten bei Platinen- und Blechwärmöfen durch Vorkammern beseitigen, während auf einem zweiten Werk in den Blechwärmöfen wieder zum Gasbetrieb zurückgekehrt werden mußte. Bei Anordnungen nach Abb. 163 werden die in den Arbeitsraum übertretenden Ascheteilchen über der Feuerbrücke infolge des Auftriebs an die Decke getrieben; dort bleiben sie zum Teil haften. Dabei bildet sich ein loser bartartiger Pelz, der in erwünschter Weise als Staubfänger dient. Der Pelz wird einmal je Schicht abgekratzt; zu seiner Entfernung ist im Arbeitsraum am Fuß der Feuerbrücke eine Aschentür anzubringen.

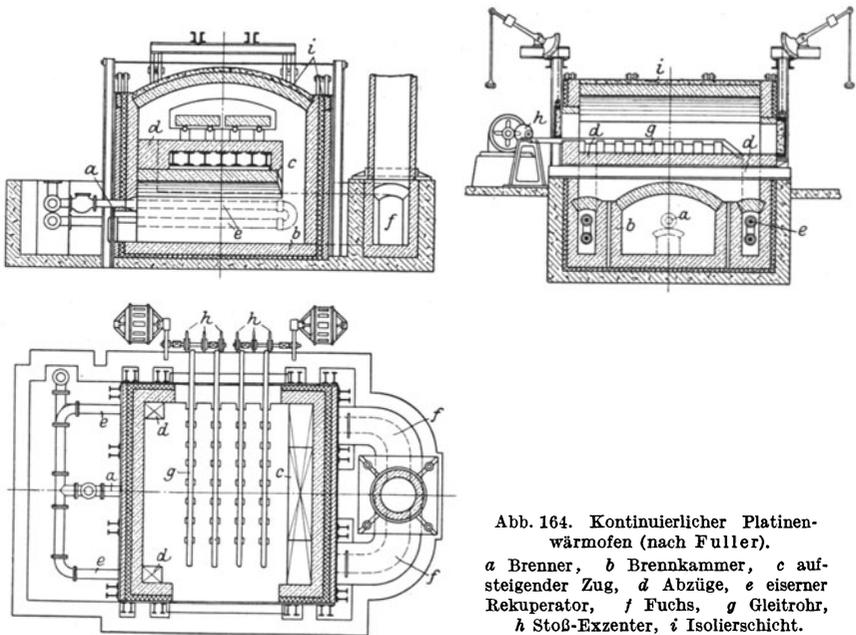


Abb. 164. Kontinuierlicher Platinenwärmofen (nach Fuller).
a Brenner, *b* Brennkammer, *c* aufsteigender Zug, *d* Abzüge, *e* eiserner Rekuperator, *f* Fuchs, *g* Gleitrohr, *h* Stoß-Exzenter, *i* Isolierschicht.

Der 3. Forderung kann nur durch verschiedene gleichzeitig zu erfüllende Maßnahmen entsprochen werden. Erstens muß der Arbeitsraum gegen zu starke unmittelbare Abstrahlung aus der heißen Vorkammer geschützt werden (hohe Feuerbrücke der Abb. 163; Vorkammer unter Arbeitsraum bei Abb. 164). Bei Platinen, die verhältnismäßig hoch erwärmt werden dürfen, kann die hohe Feuerbrücke fortfallen (Abb. 162). Zweitens muß eine lange, weiche (voluminöse) Flamme erzeugt werden, die möglichst weit in den Arbeitsraum hineinreicht. Es sind daher einfache Brenner mit rundem oder flachem Mundstück und niedrigen Austrittsgeschwindigkeiten zu verwenden. Die Sekundärluft wird am besten von außen durch einen den Brennermund umgebenden mit Regelklappen versehenen Spalt durch natürlichen Zug

angesaugt. Bei richtig betriebenen Öfen hat die Flamme im Arbeitsraum ein trübes, etwas rauchiges Aussehen; außerdem erkennt man, namentlich durch ein violettes Glas, hellblaue von CO-Verbrennung herrührende Einzelflämchen. Drittens muß der Arbeitsraum unter geringem Überdruck gegen die äußere Umgebung stehen, um von den Flammgasen möglichst gut ausgefüllt zu werden. Damit gleichzeitig im heißen Teil der Vorkammer mit Rücksicht auf die Haltbarkeit der Steine und wegen der von außen angesaugten Sekundärluft hinreichender Unterdruck herrscht, sind Vorkammerboden und Brenner hinreichend tief anzubringen (Abb. 163/164). Die Flammgase sollen, an der Decke und den Seitenwänden vorbeistreichend, den Einsatz möglichst umhüllen, ohne ihn zu berühren.

Als Vorteile der Kohlenstaubfeuerung haben sich herausgestellt:

1. Brennstoffersparnis (rd. 50 vH gegen Handfeuerung),
(rd. 35 vH „ Stokerfeuerung).
2. Bei größeren Betrieben Lohnersparnis gegenüber Hand-, Stoker- und Generatorgasfeuerung.
3. Schnelleres Anheizen, daher Leistungssteigerung gegenüber allen anderen Beheizungsarten.
4. Gleichmäßigere Erwärmung des Einsatzes als bei Hand-, Stoker- und Generatorgasfeuerung wegen Fortfalls der Stochperioden, und gegenüber Öl wegen der milderen Flamme. Daher mehr Stiche zwischen den Aufheizperioden der Sturze.
5. Bessere Regelung der Ofenatmosphäre und Temperaturen als bei Hand-, Stoker- und Generatorgasfeuerung; daher weniger Abbrand, weniger Polieren der Walzen und weniger Kleber (gegenüber Handfeuerung z. B. bis 75 vH weniger).

Betriebsdaten:

1. Amerikanisches Werk; stellt Karosserie- und Weißbleche her. Druckförderung mit Staubbunker je Ofen.

Platinenöfen (ähnlich wie Abb. 163): je Ofen 1 Brenner, 15° aus wagerechter nach unten geneigt, 1 Blechschornstein.

Ungefähre Innenmaße: der Vorkammer: 2,1 m lang, 1,8 m breit, 2,5 m hoch; des Arbeitsraumes: 3,0 m lang, 2,8 m breit. Boden von Abgasen geheizt.

Blechwärmöfen: Brenner und Schornstein wie bei Platinenöfen. Ungefähre Innenmaße der Vorkammer: 2,1 m lang, 2,7 m breit, 2,5 m hoch; des Arbeitsraumes: 3,7 m lang, 3,7 m breit. Herd von Abgasen geheizt.

Kohle: 8—13 vH Asche.

Brennstoffverbrauch ohne Glühen (Monatsmittel bei dreischichtigem Betrieb):

bei Weißblech 158 kg/t Einsatz
„ Feinblech 161 „ „

Durchsatz je Ofen (Monatsmittel) 5,4—10,3 t/8 h bei Blechen zwischen 0,4 und 4 mm Dicke, entsprechend 80—150 kg/m² × h Arbeitsherdbelastung bei Platinenöfen.

2. Deutsches Werk¹⁾ (Abb. 162). Platinenherd $2 \times 1,3 = 2,6 \text{ m}^2$, Blechherd $3 \times 1,3 = 3,9 \text{ m}^2$, wird auch zum Glühen benutzt. Kesselheizfläche 100 m^2 . Überhitzerfläche 20 m^2 .

Temperaturen:

Anfang Platinenherd	1400—1450 °C
Ende Platinenherd	1200—1300 °C
Anfang Blechherd	1200—1300 °C
Ende Blechherd	1000 °C
Kesselende	200— 220 °C

Leistung in 12 h/Schicht: 10 t Platinen auf 8 t 1,1 mm-Bleche verarbeitet, entsprechend rd. $150 \text{ kg/m}^2 \times \text{h}$ Arbeitsherdbelastung bei Platinenofen;

Brennstoffverbrauch einschließlich Glühen 280 kg/t Fertigblech.

Abgase: 16 vH CO_2 , 2—4 vH CO.

Heizflächenbelastung des Kessels = $4,6 \text{ kg/m}^2 \times \text{h}$ entsprechend 700 kg Dampf/t Fertigblech.

3. Ein amerikanisches Blechwalzwerk hat 23 staubgefeuerte Öfen im Betrieb. Es wird behauptet, daß 6 staubgefeuerte Öfen soviel wie 8 gleich große Öfen mit Stokerfeuerungen leisten.

c) Glüh- oder Vergütungsöfen.

1. Der Costello-Ofen (Abb. 165) dient zum Blauglühen von Blechen bei offener Flamme. Die Bleche werden, auf angetriebenen Rollen liegend, kontinuierlich gegen den Flammenstrom durch den Ofen bewegt. Die Rollen sind Spiralen aus hochtemperaturbeständigem Flacheisen oder

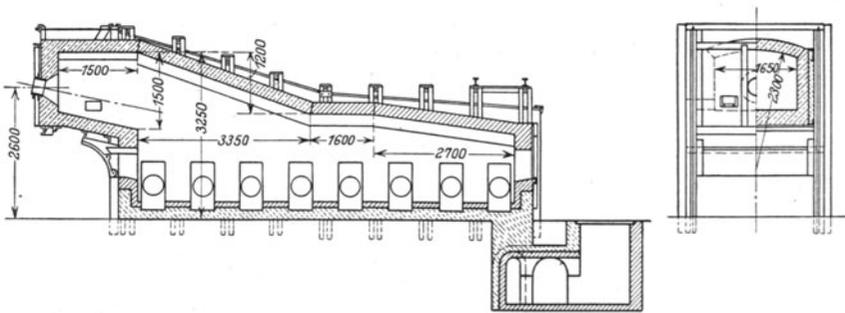


Abb. 165. Costello-Ofen zum Blauglühen von Blechen bei offener Flamme.

aus wassergekühlten Rohren. Sie können durch die seitlichen Türöffnungen leicht entfernt werden. Unter diesen sind trichterförmige Aschensäcke angebracht. Bei aschereichen Kohlen mit niedrigem Schlackenschmelzpunkt ist eine seitliche Vorkammer neben dem Auslaufende des Ofens der Anordnung nach Abb. 165 vorzuziehen.

Ein Werk fand bei einem Durchsatz von 75 t/24 h und bei Steinkohlenstaub 8 vH Brennstoffverbrauch gegenüber $14,5 \text{ vH}$ bei Handfeuerung.

¹⁾ Beckmann: a. a. O.

2. Kisten-, Muffel-, Topf- und Tunnelglühöfen. An Bauweise und Flamme sind im wesentlichen die gleichen Anforderungen wie bei den unter b) beschriebenen Öfen zu stellen (Seite 288f.).

Eine einfache und verbreitete Ausführung eines Kistenglühofens mit seitlich angebrachter Feuerung zeigt Abb. 166 im Querschnitt. Bei Ofenlängen über 6—7 m wird zweckmäßig an beiden Schmalseiten der Brennkammer je ein Brenner angebracht. Die Kisten werden auf einem auf eisernen Kugeln ruhenden Stahlgußrahmen ein- und ausgefahren; die Flammengase können daher die Kisten auch von unten bestreichen. Der Glühräum besitzt an einem oder beiden Enden ausfahrbare oder hochzuziehende Türen. Im zweiten Falle ist der Betrieb kontinuierlich, wenn die Kühlung außerhalb des Ofens stattfindet.

Die Öfen werden auch zum Blankglühen benutzt. Damit kein Flugstaub in die Kisten eindringen kann, müssen sie durch den üblichen Sandverschluß gut gedichtet werden. Im übrigen hat sich der auf den Kisten abgelagerte Flugstaub als Schutz erwiesen, durch den die Kistenhaltbarkeit erhöht wird. Die Gleichmäßigkeit der Wärmeübertragung hängt bei einseitig gefeuerten Öfen in hohem Maße von der Strömung

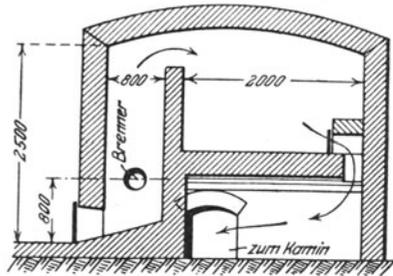


Abb. 166¹⁾. Schnitt durch Kistenglühöfen mit seitlicher Brennkammer.

Länge der Brennkammer 4,5 m,
Länge des Glührumes 5,5 m.

der Flammengase und damit von ihrer Eintrittsgeschwindigkeit, sowie der Verteilung der Eintritts- und Austrittsöffnungen im Glühräum ab. Auf Grund von Versuchen gibt man daher der Feuerbrücke verschiedene Höhen und verdeckt die Austrittsöffnungen mehr oder weniger durch Schieber. Zuweilen wird die Feuerbrücke auch teilweise aus wärmeleitfähigem Carborundum hergestellt, um die Wärmestrahlung der von den Flammengasströmen mangelhaft erfaßten Ofenecken zu erhöhen. Ohne diese nicht ganz einfachen Maßnahmen ist die Zeit, die an den einzelnen Stellen des Einsatzes zum Glühen erforderlich ist, häufig sehr verschieden. Die Öfen lassen daher in bezug auf Leistung und Brennstoffverbrauch zu wünschen übrig, wenn die Glühgüte auch im allgemeinen befriedigend ist. Weniger treten diese Schwächen bei Kistenglühöfen mit Unterfeuerung (Abb. 167) hervor; sie werden daher von verschiedenen amerikanischen Werken trotz der höheren Anschaffungskosten den seitlich gefeuerten Öfen vorgezogen.

Auch die Unterfeuerung ist wahrscheinlich noch nicht die letzte Lösung. Vermutlich kommen bei aschearmen Kohlen mit hohem Schlackenschmelzpunkt Anord-

¹⁾ Bleibtreu, Mitt. 99 d. Wärmestelle d. Vereins d. Eisenhüttenleute.

nungen nach Abb. 174, die sich in Tempergießereien bewährt haben, in Betracht. Viel wird ferner von der Entwicklung brauchbarer Kleinbrenner abhängen; die Auflösung in Einzelflammen gäbe dem Ofenbauer Mittel an die Hand, die Wandtemperaturen in der für den Einsatz günstigsten Weise zu verteilen und sich durch

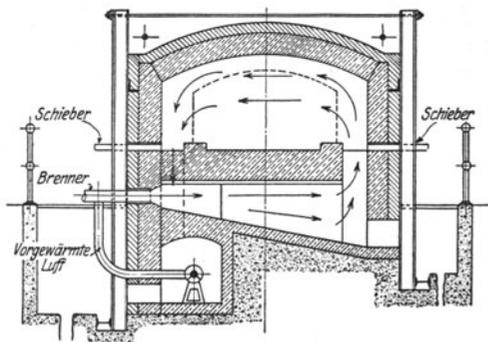


Abb. 167. Schnitt durch Kistenglühofen mit Unterfeuerung (Fuller).

wagerechtem oder senkrechtem Brenner. Man findet u. a. einfache 2-Topföfen mit oben ein- und unten austretenden Flammengasen, wobei

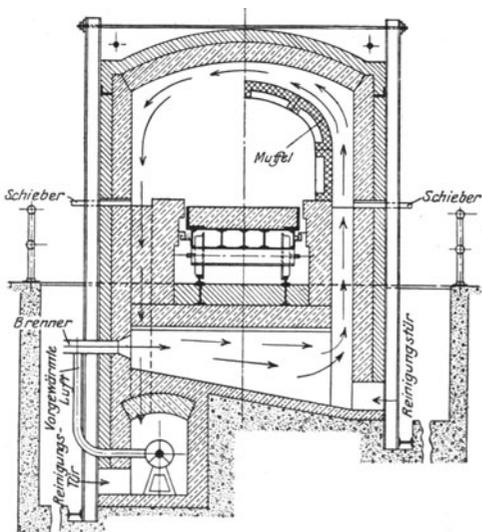


Abb. 168. Schnitt durch Glühofen mit Unterfeuerung und Wagenherd. Linke Hälfte: Kistenglühofen, rechte Hälfte: Muffelglühofen (Fuller).

Betonung der strahlenden Wärmeübertragung, vor allem der Seitenwände, von den schwer beherrschbaren Strömungsverhältnissen im Glühräum unabhängiger zu machen.

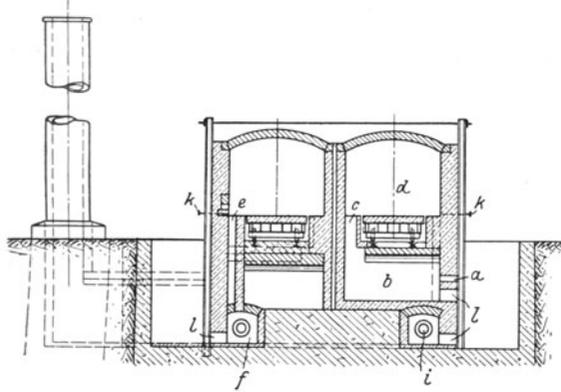
Abb. 168, rechte Hälfte, zeigt einen Muffelglühofen, der auch für geschmiedete oder gewalzte Edelstahlbarren verwendet werden kann.

Topfglühöfen für Bandeisen, Bandstahl und Draht haben seitlich an- oder vorgebaute Brennkammern mit wagerechtem oder senkrechtem Brenner. Man findet u. a. einfache 2-Topföfen mit oben ein- und unten austretenden Flammengasen, wobei der erste Topf fertiggeglüht und der zweite Topf vorgewärmt wird. Zweckmäßiger als diese mehr behelfsmäßige Bauweise sind Öfen mit Unterfeuerung. So sind rost- und generatorgasgefeuerte 3-Topföfen mit nach oben gerichtetem Flammenstrom erfolgreich auf Staub umgestellt worden. Da sich die Öffnungen des üblichen Flammenverteilungssterns leicht verstopfen, genügt es, wenn man die Flamme als Mittelsäule in den Glühräum eintreten läßt; bei der langen weichen Flamme sind nämlich örtliche Überhitzungen nicht zu befürchten¹⁾.

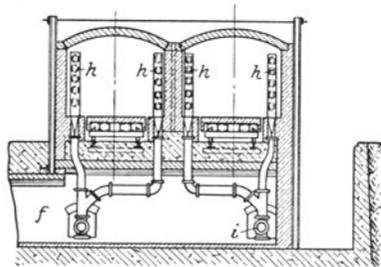
Staubgefeuerte Tunnelöfen für kontinuierlichen Betrieb finden sich bisher nur in vereinzelten Fällen auf amerikanischen Werken. Vorzüge

¹⁾ Derartige Glühöfen baut u. a. die Firma Höhne & Molz, Duisburg.

sind: geringer Raumbedarf (30—50 vH gegenüber Einsatzöfen) und niedriger Brennstoffverbrauch; ein Nachteil ist der hohe Anschaffungspreis. Der Doppelofen mit 6 Wagen je Tunnel (Abb. 169) ist mit einer Kühlzone ausgerüstet, die gleichzeitig zur Vorwärmung der Verbrennungsluft dient. Die Kisten oder Töpfe können daher sofort nach Verlassen des Ofens entleert werden. Der Ofen kann auch für 4 Wagen



Schnitt D-D



Schnitt C-C

Abb. 169 a.

und bei Fortfall der Kühlzone für 2 Wagen gebaut werden. Ein Doppelofen mit Kühlzone setzt z. B. auf einem Werk 4100 t Feinbleche je Monat durch. Die Firma Fuller bietet an Stelle der Wagen neuerdings auch endlose Ketten oder Wanderroste an; diese haben sich in gas- und ölgefeuerten Anlaßöfen (z. B. für Automobilfedern) gut bewährt.

Betriebserfahrungen. Als Vorteile gegenüber Hand-, Stoker- und Generatorgasbetrieb stellen sich heraus:

1. Bessere Temperaturkontrolle; daher weniger Ausschuß, bessere Güte und kürzere Glühzeiten.
2. Schnelleres Aufheizen, auch gegenüber Ölfeuerung.

3. Wegen 1. und 2. Leistungssteigerung des Ofens und Brennstoffersparnis.

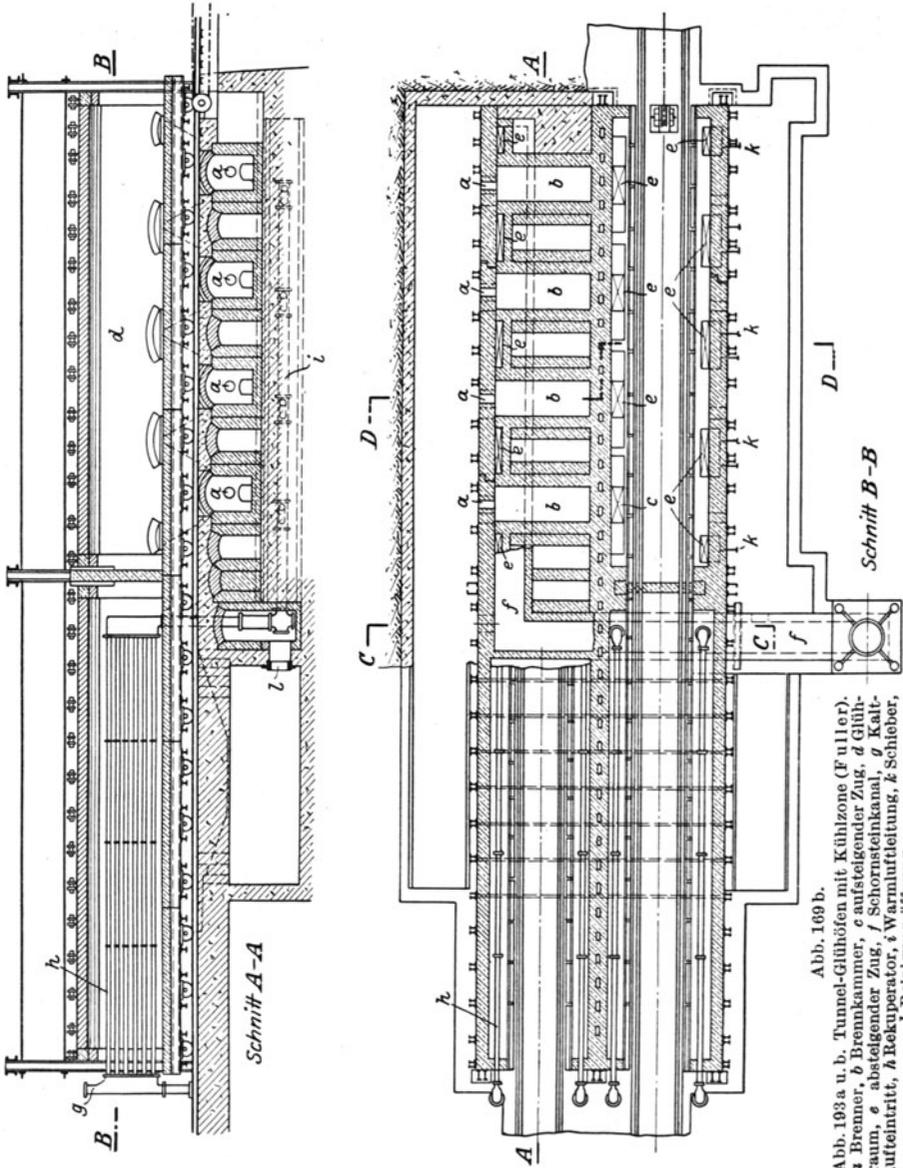


Abb. 169 a. b. Tunnel-Glühöfen mit Kühlzone (Fuller).
a Brenner, *b* Brennchamber, *c* aufsteigender Zug, *d* Glühraum, *e* absteigender Zug, *f* Schornsteinkanal, *g* Kaltlufteintritt, *h* Rekuperator, *i* Warmluftleitung, *k* Schieber, *l* Reinigungsöffnung.

- 4. Größere Haltbarkeit der Kisten oder Töpfe, auch gegenüber Ölfuerung und Naturgas.
- 5. Lohnersparnis.

Betriebsdaten:

1. Kistenglühöfen nach Abb. 166 in Weiß- und Feinblechwalzwerk; Druckförderung; Kohlenstaubbunker und Speiser nach Abb. 122 je Ofen; gleichmäßige Glühung; Steinkohlenstaub mit 8—13 vH Asche; Brennstoffverbrauch (Monatsmittel) bei Feinblech 190—240 kg/t Einsatz; bei Weißblech 115—240 kg/t Einsatz.

2. Topf-Glühöfen für Bandeisen; gleichmäßige Glühung; bedeutende Verkürzung der Glühung gegen Handfeuerung; Steinkohlenstaub 130—160 kg/t Einsatz; Asche einmal je Woche entfernt.

3. Doppel-Tunnelglühöfen mit Kühlzone nach Abb. 169 für Fein- und Weißbleche. Steinkohlenstaub 60—85 kg/t Einsatz; 12 h Glühen, 12 h Kühlen; bei 18 t Bleche/Wagen rd. 6000 t Durchsatz je Monat.

d) Verzinkungswannen.

Verzinkungswannen lassen sich ohne große Schwierigkeiten auf Staubfeuerung umstellen. Sie werden mit vorgebauter Brennkammer (Vorkammer) ausgerüstet, wobei die Flamme die Wanne entweder zuerst seitlich und dann von unten, oder auch in umgekehrter Reihenfolge berühren kann.

Der Brennstoffverbrauch wird von einem Feinblechwalzwerk mit ≤ 55 kg Staub je 1 t Fertigblech angegeben.

e) Zusammenfassung.

Während die Staubfeuerung in Amerika vor allem in Vergütungsöfen Eingang gefunden hat, hat sie sich in Deutschland bisher fast ausschließlich auf die der Weiterverarbeitung vorgeschalteten Öfen mit Schweißhitze beschränkt. Auf Grund der vorwiegend günstigen amerikanischen Erfahrungen sollte der Staubfeuerung jedoch bei Öfen nach b) und c) ganz besondere Beachtung geschenkt werden. Namentlich heute, wo viele Werke vor die Frage der Ferngasversorgung gestellt werden, sollte die Staubfeuerung mit in den Kreis der Erwägungen eingeschlossen werden. Ausschlaggebend sind hierbei vor allem die Preise, zu denen das Kokereiferngas angeliefert und der Kohlenstaub hergestellt werden kann; siehe Seite 172f. Bei Ferngaspreisen von $\geq 1,5$ Pf./m³ kann der Koksgasbetrieb unter Umständen vorzuziehen sein, und zwar vor allem dann, wenn auf die von keiner Kohlen- oder Ölfeuerung erreichte Einfachheit und Sauberkeit besonderer Wert gelegt wird. Bemerkt sei noch, daß die gegen Koks- und Mischgasbeheizung (Koksgas + gereinigtes Hochofengas) bestehenden Bedenken bei Platinen- und Blechwärmöfen auf Grund der günstigen Erfahrungen eines großen europäischen Werkes hinfällig geworden sind.

VII. Staubfeuerungen in Rohr-, Achsen-, Scheiben- und Bandagenwalzwerken.

In Deutschland finden sich nach einer Statistik der Wärmestelle Düsseldorf des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute auf 4 Rohrwalzwerken und 3 Achsen-, Scheiben- und Bandagenwalzwerken die folgenden Öfen:

11 Roll- oder Stoßöfen für Rohrböcke, Radscheiben, Bandagen und Achsenböcke. Die Erfahrungen mit Staubbetrieb sind im allgemeinen günstig. (Senkung des Brennstoffkontos, Leistungssteigerung.) Für Bau und Betrieb gilt im wesentlichen das über Stoßöfen auf Seite 269f. Gesagte.

1 Vorwärmgrube für dicke Rohrböcke; der Brennstoffverbrauch soll durch Staubbetrieb erniedrigt, die Haltbarkeit erhöht worden sein.

2 Kratzbanköfen für Rohre; die Ansichten über den Kohlenstaubbetrieb sind geteilt. Ein Werk klagt über Verschlackung des Einsatzes. Die Schwierigkeiten sollten sich jedoch beheben lassen, wenn die Öfen mit Seitenfeuerung nach Art von Abb. 166 oder besser noch mit Unterfeuerung nach Art von Abb. 164 und 167/169 ausgebildet würden.

1 Lochpreßöfen.

Glühöfen sind in Deutschland merkwürdigerweise noch nicht auf Staubbetrieb umgestellt worden. Die Aussichten sind jedoch recht anziehend. Für Bau und Betrieb gilt im wesentlichen das in Kapitel VI unter c) und e) Gesagte.

VIII. Staubfeuerungen in Eisen- und Stahlgießereien.

a) Flammöfen (Herd-Schmelzöfen)¹⁾.

Flammöfen werden vor allem in Amerika für hochwertiges, vornehmlich kohlenstoffarmen Maschinen-, Temper-, Walzen- und Kokillenguß verwendet und auf einer Reihe von Werken mit Kohlenstaub befeuert. Da sich auch in Europa manche Gießereien auf ein hochwertiges Massenerzeugnis umstellen werden, für welches sich der Kuppelofen nicht sonderlich eignet, sei im folgenden auf die Flammöfen näher eingegangen.

Bauweise. Während die ältere Bauweise (Abb. 170) wie bei Rostfeuerungen eine Vorkammer mit Feuerbrücke aufweist, über welche

¹⁾ Foundry, Dezember 1916, S. 499 f. — Foundry, November 1917, S. 487 f. — Foundry, 15. Februar 1920, S. 136 f. — Foundry, 15. Oktober 1925, S. 824 f. — Foundry, 1. Januar 1926, S. 7 f. — Stahl u. Eisen 45 (1925), Nr. 13, S. 463 f. — Fuels & Furnaces, März 1925, S. 227 f. — Iron Trade Rev., 3. Mai 1923, S. 1309 f. — Fuels & Furnaces, September 1926, S. 1089. — Foundry 54 (1926), S. 666/9. — Foundry 56 (1928) S. 139/42. — Iron Age 121 (1928) S. 600/1.

die Flamme wagerecht in den eigentlichen Herdraum streicht, wählt man neuerdings Ofenformen, bei denen sich Staubflamme und Schmelzvorgang einander möglichst gut anpassen. Zünd- und Verbrennungsraum fallen mit dem Arbeitsraum zusammen (Abb. 171 und 172). Die Decke ist so zu führen, daß an allen Teilen des Ofens etwa der gleiche Druck herrscht; es wird daher vermieden, daß wie bei den

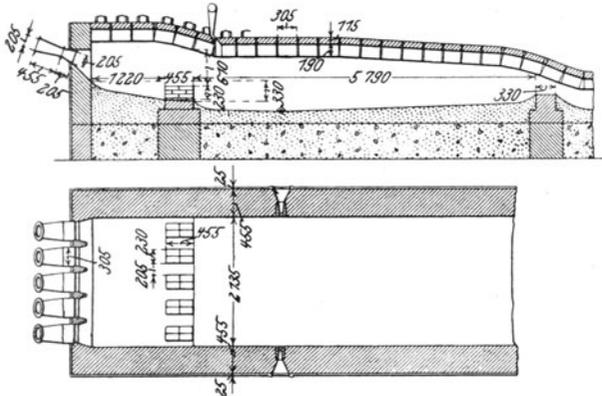


Abb. 170. Von Rost- auf Kohlenstaubfeuerung umgestellter Flammofen.

älteren Ausführungen vorne Falschluff eintritt und den Ofen auskühlt, während die hintere Decke infolge zu hohen Druckes übermäßig leidet. Die Flamme ist schräg auf den vorderen Teil des Herdes gerichtet. Der dort angehäufte Einsatz wird daher schnell eingeschmolzen. Die

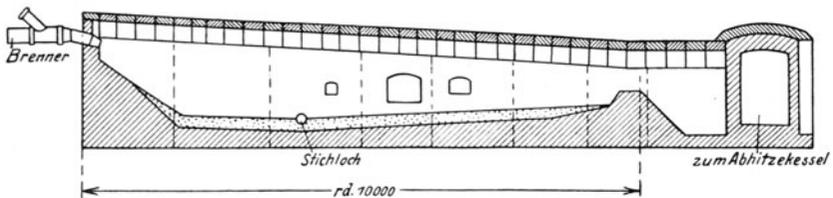


Abb. 171. Flammofen neuerer Bauart (Grindie Fuel Equipment Co.).

tiefste Stelle des Herdes und das Stichloch liegen an der Stelle stärkster Wärmeübertragung an das Bad; dort ist auch der Auftrieb am größten. Das Bad wird daher von einer Strömung ergriffen, die vom Stichloch senkrecht nach oben steigt, sich an der Badoberfläche nach vorne und hinten verzweigt, an beiden Enden des Herdes umkehrt und die kälteren Teile des Bades mit sich nehmend, am Boden wieder zurückkehrt. Die auf dem vorderen Teile des Bades schwimmende Schlacke schützt das Bad in erwünschter Weise gegen die Frischwirkung der Flamme. Der größere Teil der Badschlacke wird jedoch gemeinsam

von der Flamme und der Badströmung nach dem Fuchsende getrieben, so daß der Badspiegel an der Stelle stärksten Wärmeüberganges schlackenfrei bleibt; die Wärme wird daher an das Bad schnell weitergegeben, ohne sich an seiner Oberfläche und der Ofendecke zu stauen. Diese wird also geschont, während die Schmelzdauer gegenüber der älteren Anordnung erheblich verkürzt wird. Hierzu mag auch die oben beschriebene Badströmung beitragen. Das in Abb. 172 gezeigte zweite Stichloch im hinteren Teile des Herdes dient zur schnelleren Entleerung und zum Abzug der Schlacke gegen Ende des Abstiches. Um Verschlackungen in den Abzügen zu vermeiden, erhalten sie möglichst glatte Übergangsflächen und große Querschnitte.

Die Herdlänge beträgt in der Regel 5—8 m, die Herdbreite meistens bis zu 2 m. Im Gegensatz zu Rostfeuerungen kann man jedoch über dieses Maß unbedenklich hinausgehen. Für die Herdfläche ist bei 10—20 t-Öfen ungefähr 0,75—1,0 m²/t Einsatz anzunehmen. Die Brenneranzahl richtet sich nach der Breite des Ofens. Im allgemeinen genügen zwei, bei größeren Breiten drei Brenner, von denen die äußeren häufig zum Schutz der Seitenwände etwas nach innen gerichtet werden. Der Herd wird zweckmäßig mit einer 200 bis 250 mm starken Sandschicht belegt. Die Seitenwände bestehen aus erstklassiger Schamotte. Silika hält den Temperaturschwankungen nicht Stand.

Zahlentafel 25. Betriebszahlen über Flammöfen in 2 Tempergießereien.

	Werk A			Werk B	
	1. Schmelze	2. Schmelze	3. Schmelze	1. Schmelze	2. Schmelze
Ausbringen je Schmelze t	8,38	8,4	8,36	19,9	19,9
Gesamte Heizdauer . . . h	6,25	4,26	3,98	6,25	5,25
Schmelzdauer h	3,74	3,59	3,33	5,35	4,33
Kohlenverbrauch in vH des Ausbringens	39,2	26,9	25,9	36 vH bei 12,2 t Ausbringen, 26 vH bei 21,4 t Ausbring.	
Herdlänge m		4,72		8	
Herdbreite m		1,68		rd. 2,3	
Roheisen im Einsatz . vH	42,7	40,8	41,2	rd. 35,0	
Si im Einsatz . . . vH	0,985	0,976	0,976	—	
Mn „ „ . . . vH	0,46	0,58	0,58	—	
Si „ Erzeugnis . . vH	0,82	0,83	0,85	0,94	
S „ „ . . . vH	0,07	0,068	0,076	0,085	
Mn „ „ . . . vH	0,33	0,37	0,44	0,30	
C „ „ . . . vH	2,00	2,58	2,66	2,40	
P „ „ . . . vH	—	—	—	0,129	
Kohle: Asche . . . vH		5,95		8,15	
Schwefel . . vH		0,76		—	
Heizwert (oberer) WE/kg		7600		7300	

Betrieb. Aus Zahlentafel 25 sind die wichtigsten Betriebsdaten aus zwei Tempergießereien zu entnehmen. Der Brennstoffverbrauch geht gegenüber einem gutgeführten Rostbetrieb in der Regel um höchstens 10 vH zurück. Nur bei schlecht ausgenutzten Öfen, die eine Charge je Tag machen oder nur tageweise in Betrieb sind, ist die Brennstoffersparnis wegen der schnellen Anheizfähigkeit der Kohlenstaubflamme größer. Auf einem Werk mit 22 Arbeitstagen je Monat und 2 Chargen je Ofen und Tag ging die Heizzeit für die Frühcharge bei Übergang von Rost- zu Kohlenstaubbetrieb von 9,6 auf 7,6 Stunden zurück, während die Nachmittagscharge in beiden Fällen 7,0 Stunden erforderte. Der Siliziumverlust liegt zwischen 0,15 und 0,35 vH vom Chargengewicht, je nachdem, wie oft die Schlacke abgelassen wird. Die Badschlackenmenge ist häufig selbst unter Berücksichtigung des aus der Kohle stammenden Anteils geringer als bei Handfeuerung, weil weniger Si und Mn aus dem Bad oxydiert wird. Manchmal kann auch bei Übergang zur Kohlenstaubfeuerung dank ihrer hohen Flammentemperaturen der Stahlschrott auf Kosten des Gießereiroheisens vermehrt werden, wobei natürlich durch geeignete Gattierung ein Entkohlen des Bades verhindert werden muß.

Rechnungsunterlagen für Abb. 173.

Annahmen:

1. Betrieb: 2 Gießereiflammöfen zu je 20 t Ausbringen/12 h; 2 Schmelzen/24 h.
2. Kohlenart: Steinkohle zu 18 M/t frei Zeche.
3. Entfernung von Zeche 100 km.
4. Anlagekosten: 1 Ofen = 30000 M.
5. Arbeitslohn 0,7 und 0,5 M/h.
6. Kapitaldienst 18 vH.

Wärmekosten in M/t Ausbringen bei	Rostfeuerung	Staubfeuerung
1. a) (Stein-) Rohkohle frei Ofen ¹⁾	6,77	—
b) (Stein-) Kohlenstaub frei Ofen ²⁾	—	7,31
2. Verzinsung und Tilgung des Ofens ³⁾	0,50	0,50
3. Reparaturen: a) Löhne ⁴⁾	0,11	0,11
b) Material ⁵⁾	0,94	0,63
4. Kraftbedarf des Ofens ⁶⁾	0,09	0,10
5. Ofenlöhne ⁷⁾	1,86	0,84
Wärmekosten in M/t Ausbringen	10,27	9,49

¹⁾ Preis für Rohkohle frei Zeche 18,— M/t
 Eisenbahntransport 100 km (n. S. 172) 5,03 „
 Entladen (geschätzt) 0,33 „

Preis frei Ofen 23,35 M/t.

Aus einem Kohlenverbrauch von 0,29 t/t Ausbringen folgt
 23,35 M/t · 0,29 t/t = 6,77 M/t.

Für einen Vergleich der Wärmekosten je t Ausbringen bei Rost- und Kohlenstaubfeuerung (Abb. 173) wurden amerikanische Erfahrungen in einer Tempergießerei mit zwei 20 t-Öfen und 2 Chargen je Tag und Ofen zugrunde gelegt. Das Brennstoffkonto ist bei Staub infolge der Aufbereitung höher als bei Rostbetrieb, obwohl der Kohlenverbrauch

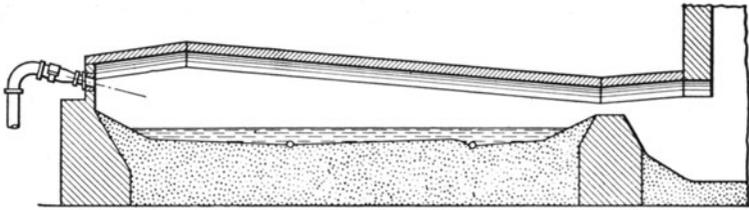


Abb. 172¹⁾. Flammofen neuerer Bauart mit 2 Stichlöchern. (Grindley Fuel Equipment Co.)

je t niedriger ist (0,26 gegen 0,29). Trotzdem tritt durch Ersparnis an Ofenlöhnen eine Erniedrigung der gesamten Wärmekosten ein. Die Haltbarkeit der Seitenwände ist die gleiche wie bei Rostfeuerungen. Dagegen wird die Decke, die bei Rostbetrieb vor allem während des Einschmelzens von sperrigem Schrott durch die leckende Flamme stark angegriffen wird, von der gut gelenkten Kohlenstaubflamme ziemlich geschont. Die Wärmekosten der Abb. 173 lassen sich bei Kohlenstaub

²⁾ Nach Zahlentafel 19II kostet 1 t Staub frei Brenner 28,09 M/t Staub. Aus einem Staubverbrauch von 0,26 t/t Ausbringen folgt

$$28,09 \text{ M/t} \cdot 0,26 \text{ t/t} = 7,31 \text{ M/t.}$$

$$^3) \quad \frac{30000 \text{ M} \cdot 18 \sqrt{H}}{270 \text{ Tage} \cdot 40 \text{ t/Tag}} = 0,50 \text{ M/t.}$$

$$^4) \quad \begin{array}{l} \text{Für einen Ofen } 1/4 \text{ Maurer bei } 230,- \text{ M/Monat.} \\ \text{„ „ „ } 1/4 \text{ Geselle „ } 170,- \text{ M/Monat.} \\ \frac{1/4 \cdot (230 + 170) \text{ M/Monat}}{270 \text{ Tage} \cdot 40 \text{ t/Tag}} = 0,11 \text{ M/t.} \\ \frac{12 \text{ Monate}}{12 \text{ Monate}} \end{array}$$

$$^5) \quad \begin{array}{l} \text{Bei Rostfeuerung kommen auf 16 Schmelzen 1000 Steine;} \\ \frac{1000 \text{ Steine} \cdot 0,30 \text{ M/Stein}}{16 \text{ Schmelzen} \cdot 20 \text{ t/Schmelze}} = 0,94 \text{ M/t.} \end{array}$$

$$\begin{array}{l} \text{Bei Kohlenstaubfeuerung kommen auf 24 Schmelzen 1000 Steine;} \\ \frac{1000 \text{ Steine} \cdot 0,30 \text{ M/Stein}}{24 \text{ Schmelzen} \cdot 20 \text{ t/Schmelze}} = 0,63 \text{ M/t.} \end{array}$$

$$^6) \quad \begin{array}{l} 6 \text{ kWh/t Kohle} \cdot 0,05 \text{ M/kWh} \cdot 0,29 \text{ t Kohle/t} = 0,09 \text{ M/t,} \\ 8 \text{ kWh/t Staub} \cdot 0,05 \text{ M/kWh} \cdot 0,26 \text{ t Staub/t} = 0,10 \text{ M/t.} \end{array}$$

$$^7) \quad \frac{(3 \text{ Mann} \cdot 0,7 \text{ M/h} + 2 \text{ Mann} \cdot 0,5 \text{ M/h}) \cdot 12 \text{ h}}{20 \text{ t}} = 1,86 \text{ M/t,}$$

$$\frac{2 \text{ Mann} \cdot 0,7 \text{ M/h} \cdot 12 \text{ h}}{20 \text{ t}} = 0,84 \text{ M/t.}$$

¹⁾ Bleibtreu: Mitt. 99 d. Wärmestelle d. Vereins d. Eisenhüttenleute.

noch weiter vermindern, wenn die Leerlaufpausen verlängert werden oder wenn im Gegensatz zu Halbgas ein billigerer Brennstoff verwertet wird. Wenn man auch bei der Wahl der Kohlenart einen größeren Spielraum als bei anderen Feuerungsarten hat, so sind doch nicht zu gasarme Sorten vorzuziehen. Ob sich mit Magerkohlenstaub die für den Schmelzprozeß nötige Wärmekonzentration erreichen läßt, scheint zweifelhaft, es sei denn, man wärme die Luft vor. Es ist also, ebenso wie bei Öfen mit Schweißhitze, die Entwicklung eines brauchbaren Luftvorwärmers zu fordern. Der Aschegehalt der Kohle sollte mit Rücksicht auf die Verschlackung des Bades und der Züge nach Möglichkeit nicht über 15 vH betragen. Kohlen mit mehr als 1,5 vH Schwefelgehalt sind zu verwerfen.

Eine erhebliche Verminderung der Wärmekosten ist bei Kohlenstaubbetrieb nicht zu erwarten. Dagegen kann die größere Freiheit in der Gattierung bedeutende Ersparnisse mit sich bringen; dies ist z. B. der Fall, wenn der Zusatz von billigem Schrott an Stelle von teurem Gießereirohisen vermehrt werden kann.

Der Generatorgasbetrieb, der bekanntlich nur für größere Anlagen in Frage kommt, nimmt gegenüber Kohlenstaub etwa die gleiche Stellung wie die Rostfeuerung ein. Bei einem Kostenvergleich wäre Abb. 103 heranzuziehen und zu beachten, daß die Öfenlöhne bei Kohlenstaub- und Generatorgasbetrieb etwa gleich groß sind, während der Kapitaldienst für den Generatorgasofen wegen des eingebauten teureren Rekuperators höher ist.

Bei gutbeschäftigten Öfen ist die Verwendung von Abhitzekesteln zu erwägen. Auf einem amerikanischen Werk betrug die Dampferzeugung 160 kg/t Einsatz bei zwei 35 t-Öfen und einem Abhitzekeßel von 400 m² Heizfläche.

b) Glühöfen²⁾.

In Amerika werden Glühöfen in einer Anzahl von Temper- und Stahlformgießereien mit Kohlenstaub befeuert.

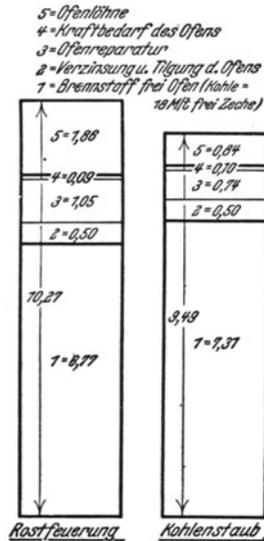


Abb. 173¹⁾. Wärmekosten in Mark je t. Ausbringen bei einem 20 t-Gießerei-Flammofen bei 2 Schmelzen je Tag.

¹⁾ Bleibtreu: a. a. O.

²⁾ Journal Am. Mech. Engs. Oktober 1914, S. 359. — Blast Furnace, Juli 1920, S. 417f. — Herington: Powdered Coal as a Fuel, S. 195. New York 1920. — Harvey: Pulverized Fuel Systems in America, S. 34. London 1919. — Iron Coal Trades Rev. 10. Mai 1923, S. 1391. — Foundry, 15. Oktober 1925, S. 827.

Zahlentafel 25 a. Betriebszahlen aus 6 Temperguß-Glühereien.

Werk	A	B	C	D	E	F
1. Aufheizen h	bei Kohlenstaub 14—18 Öl 22—24 „ Natargas 26	bei Kohlenstaub 11—14 „ Handfeuerung 24—36	—	—	30	24
2. Heizen bei konstanter Temperatur h	120 bei 870°	—	—	72 bei 870°	60 bei 810° 90 bis auf 450°	60 48
3. Abkühlen h	—	—	—	—	—	—
4. Brennstoffverbrauch in kg/t Einsatz . . kg/t	—	bei Kohlenstaub 225 „ Handfeuerung 450—560	bei Kohlenstaub 170 „ Handfeuerung 500	335	1. 254 (6900 WE/kg, 12 vH Asche) 2. 267 (7750 WE/kg, 6 vH Asche) 3. 355 (6200 WE/kg, 9 vH Asche)	bei Kohlenstaub 280 „ Handfeuerung 495

Bauweise. Der einfache Ofen (Abb. 166) hat bisher die größte Verbreitung gefunden; er wurde bereits auf Seite 293 beschrieben. Bei gasreicher, aschearmer Kohle kann die eigentliche Verbrennungskammer fortgelassen werden (Abb. 174). Die Ofendecke muß aber so hoch liegen, daß die wagerechte Flamme die Glühtöpfe nicht berührt. Die mit je 4 Abzügen versehenen Hohlwände sind mit trichterförmigen Aschensäcken versehen. Glühöfen mit Unterfeuerung (Abb. 167/168) und einer gegen den Glühraum abgeschlossenen Verbrennungskammer eignen sich besonders für schwerer zündende Magerkohlen sowie für aschereiche Brennstoffe. Je nach der Ofenlänge liegen zwei oder mehr Verbrennungskammern nebeneinander, die je einen Brenner erhalten und deren Decke gleichzeitig als Herdgewölbe dient. Das Glühgut wird auf einem fahrbaren Wagen oder auf einer kräftigen, auf Kugeln ruhenden Platte in den Ofen eingeschoben. Auf der linken Hälfte der Abb. 168 ist der Oberofen als offener Nachglüh- oder Richtofen, sowie als Kastenglühofen (Temperofen) dargestellt, während die rechte

Hälfte eine eingebaute Muffel zeigt, wie sie z. B. für Emallierzwecke benutzt wird. Zum Glühen von Massengut dienen kontinuierlich arbeitende Tunnelöfen, Abb. 169. In der Längsrichtung zerfallen

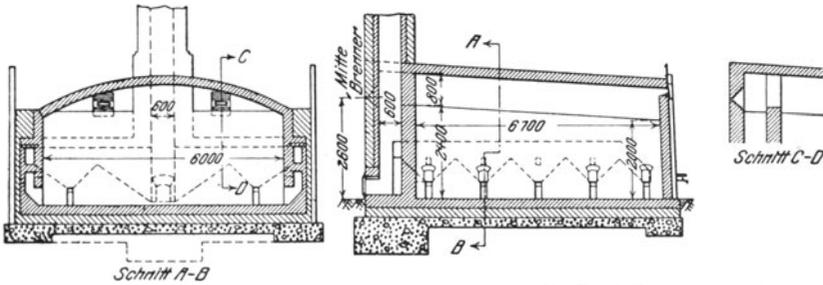


Abb. 174. Glühofen mit hochgelegten Brennern (Grindley Fuel Equipment Co.).

sie in eine Anheiz-, eine Halte- und eine Kühlzone; während die erste und die zweite Zone unterfeuert wird, sind die Seitenwände in der dritten Zone mit Kühlrohren belegt, welche dem im Unterofen befindlichen Rekuperator vorgeschaltet sind und daher als erste Vorwärmstufe der Verbrennungsluft dienen.

Bei den niedrigen Abgastemperaturen der Glühöfen können eiserne Rekuperatoren mit Vorteil verwendet werden (Abb. 139/140).

Betrieb. Zahlentafel 25a gibt die wichtigsten Betriebsdaten von 5 verschiedenen Werken wieder. Bemerkenswert ist die Verkürzung der Anheizzeit gegenüber Rost- und Gasbetrieb. Ein auf amerikanischen Erfahrungen aufgebauter und auf deutsche Verhältnisse übertragener Überblick über die Wärmekosten bei Rost- und Kohlenstaubfeuerung für 6 Temperglühöfen (Abb. 175) zeigt, daß das Brennstoffkonto bei Kohlenstaub erheblich niedriger als bei Rostfeuerung ist, weil die Aufheizzeit von 84 auf 24 Stunden verringert werden konnte. Mit der Brennstoffersparnis trat daher eine wesentliche Erhöhung der Leistungsfähigkeit der Öfen ein. Der maschinelle

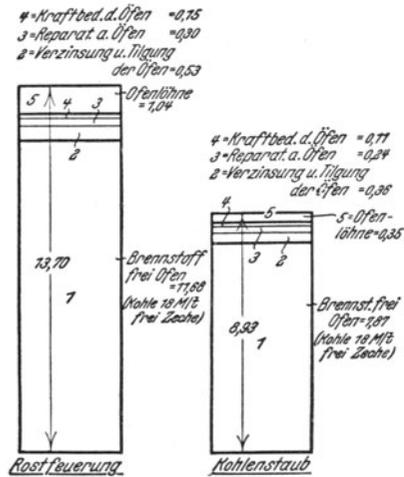


Abb. 175¹⁾. Wärmekosten in Mark je t Durchsatz bei 6 Glühöfen für rd. 1000 t Temperguß je 1 Monat.

¹⁾ Bleibtreu: a. a. O.

Betrieb der Kohlenstaubfeuerung bringt ferner eine Ersparnis an Löhnen mit sich, während die Ofenreparaturen etwa ebenso groß wie bei Rostfeuerung sind. Weitere, in Abb. 175 nicht berücksichtigte Ersparnisse treten bei Kohlenstaubbetrieb ein, wenn billige Brennstoffsorten benutzt werden, wobei besonders zu beachten ist, daß sich auch Magerkohlen verfeuern lassen, mit denen bekanntlich lange, weiche Flammen erzeugt werden können.

Rechnungsunterlagen für Abb. 175.

Annahmen:

1. Betrieb: 6 Glühöfen für rd. 1000 bzw. 1450 t Temperguß je Monat = 30 Tage.
2. Kohlenart: Steinkohle zu 18 M/t frei Zeche.
3. Entfernung von Zeche 100 km.
4. Anlagekosten für 6 Öfen 35000 M.
5. Arbeitslohn 0,5 und 0,7 M/h.
6. Kapitaldienst 18 vH.

	Rostfeuerung	Kohlenstaubfeuerung
Aufheizen in h	84	24
Halten „ h	72	60
Kühlen „ h	48	48
Einsetzen und Entleeren. „ h	24	24
Glühperiode in h	228	156
Durchsatz in t/Monat	1000	$\frac{228}{156} \cdot 1000 =$ rd.1450

Wärmekosten in M/t Durchsatz bei	Rostfeuerung	Kohlenstaubfeuerung
1. a) (Stein-) Rohkohle frei Ofen ¹⁾	11,68	—
b) (Stein-) Kohlenstaub frei Ofen ²⁾	—	7,87
2. Verzinsung und Tilgung der Öfen ³⁾	0,53	0,36
3. Reparaturen: a) Löhne ⁴⁾	0,20	0,14
b) Material (geschätzt)	0,10	0,10
4. Kraftbedarf der Öfen ⁵⁾	0,15	0,11
5. Ofenlöhne ⁶⁾	1,04	0,35
Wärmekosten in M/t Durchsatz	13,70	8,93

¹⁾ Nach Anmerkung ¹⁾ auf Seite 301 kostet 1 t Rohkohle frei Ofen 23,35 M/t. Aus einem Kohlenverbrauch von 0,50 t/t Durchsatz folgt

$$23,35 \text{ M/t} \cdot 0,50 \text{ t/t} = 11,68 \text{ M/t.}$$

²⁾ Nach Zahlentafel 19 II kostet 1 t Staub frei Werk 28,09 M/t. Aus einem Staubverbrauch von 0,28 t/t Durchsatz folgt

$$28,09 \text{ M/t} \cdot 0,28 \text{ t/t} = 7,87 \text{ M/t.}$$

³⁾
$$\frac{35000 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{12 \text{ Monate} \cdot 1000 \text{ t/Monat}} = 0,53 \text{ M/t,}$$

$$\frac{35000 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{12 \text{ Monate} \cdot 1450 \text{ t/Monat}} = 0,36 \text{ M/t.}$$

(Fußnoten ⁴⁾, ⁵⁾ u. ⁶⁾ auf S. 307.)

Auch aschereiche Kohlen können verwendet werden, wenn die Verbrennungskammer nicht zu knapp bemessen ist, so daß sich etwa bildende Schlackenklumpen in dieser absetzen können. Ein weiterer Vorzug der Staubfeuerung ist ihre Regelbarkeit, durch welche ganz bestimmte Temperaturen im Glühraum mühelos eingehalten werden können. Hierauf wird im Hinblick auf die wachsenden Ansprüche an die Vergütung in Zukunft besonderer Wert zu legen sein. Infolge der langen weichen Kohlenstaubflamme ist die Durchglühung des Einsatzes gleichmäßig und der Abbrand der Töpfe und Kisten geringer als bei Handbetrieb. Ein Werk gibt die Haltbarkeit der Glühkisten bei Handbetrieb mit 10—12 Hitzen und bei Kohlenstaub mit 18 Hitzen an.

c) Kern- und Sandtrockenöfen.

Bei Heiz- und Sohlkanälen, die in der üblichen Weise unter oder neben dem Trockenraum liegen, lassen sich Verbrennungskammern in der in Abb. 176 gezeigten Anordnung verhältnismäßig leicht einbauen. Der schräge Boden erleichtert die Entschlackung, während die Feuerbrücke die Hitze zusammenhält und für hinlänglich hohe Temperaturen in der Verbrennungskammer sorgt. Sind die aus dem Sohlkanal in den Trockenraum übertretenden Gase noch zu heiß, so läßt sich ihre Temperatur durch Falschlufft oder zurückgesaugte Rauchgase, die vor oder hinter der Feuerbrücke zugesetzt werden, beliebig herabdrücken. Außerdem ist ein besonderer Rauchgasabzug vorzusehen, der unter

⁴⁾ Für 6 Öfen 1/2 Maurer bei 230,— M/Monat.

„ 6 „ 1/2 Geselle „ 170,— M/Monat.

$$\frac{1/2 \cdot (230 + 170) \text{ M/Monat}}{1000 \text{ t/Monat}} = 0,20 \text{ M/t,}$$

$$\frac{1/2 \cdot (230 + 170) \text{ M/Monat}}{1450 \text{ t/Monat}} = 0,14 \text{ M/t.}$$

⁵⁾ 6 kWh/t Kohle · 0,05 M/kWh · 0,50 t Kohle/t = 0,15 M/t,

8 kWh/t Staub · 0,05 M/kWh · 0,28 t Staub/t = 0,11 M/t.

⁶⁾ Rostfeuerung:

2 Heizer · 0,7 M/h · 12 h = 16,80 M

2 Kohlenfahrer · 0,5 M/h · 12 h = 12,— M

1 Aschefahrer · 0,5 M/h · 12 h = 6,— M

34,80 M.

$$\frac{34,80 \text{ M/Tag}}{1000 \text{ t/30 Tage}} = 1,04 \text{ M/t.}$$

Staubfeuerung:

2 Heizer · 0,7 M/h · 12 h = 16,80 M.

$$\frac{16,80 \text{ M/Tag}}{1450 \text{ t/30 Tag}} = 0,35 \text{ M/t.}$$

Umgehung des Trockenraumes unmittelbar zum Schornstein führt und

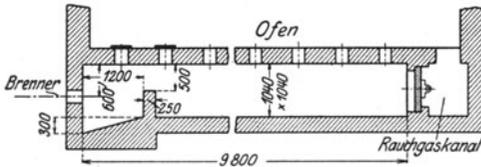


Abb. 176. Staubgefeuerter Kerntrockenofen¹⁾.

während des Anheizens benutzt wird; erst wenn genügend hohe Temperaturen in dem Sohlkanal erreicht sind, wird der Abgasstrom umgeschaltet und über das Trockengut geleitet. Die Ablagerung

einer dünnen Aschenstaubdecke auf den Formkästen ist unvermeidlich und bei weniger empfindlichem Gut unbedenklich.

d) Zusammenfassung von a) bis c).

Bei Glühöfen bietet die Staubfeuerung in der Regel größere Vorteile als bei Flammöfen. Man wird daher von Fall zu Fall zu entscheiden haben, ob nur die Glühöfen oder auch die Flammöfen auf Staub umzustellen sind. Im allgemeinen wachsen die wirtschaftlichen Vorteile mit der Größe des Betriebes. In den meisten Fällen ist eine gemeinsame Aufbereitungsanlage zu wählen. Für schlechtbeschäftigte Flammöfen kann jedoch das direkte Verfahren vorzuziehen sein, während man die Glühöfen besser mit eigenen Staubbunkern versieht (Abb. 72) oder von einer gemeinsamen Speisestelle (Abb. 80/81) versorgt. Für eine getrennte Versorgung beider Ofenarten kann unter Umständen auch die Verwendung einer geringwertigen Kohle in den Glühöfen sprechen, die bei den Flammöfen nicht zu verwenden ist. Außer Flamm- und Glühöfen auch Trockenöfen auf Kohlenstaub umzustellen, empfiehlt sich in der Regel nur bei aschearmen Kohlen und dann auch nur mit Rücksicht auf eine gewisse Einheitlichkeit in der Feuerungsart sämtlicher Öfen des Betriebes.

e) Kuppelöfen²⁾.

Den Kuppelöfen haftet bekanntlich der Nachteil an, daß der Kohlenstoff des gegichteten Kokes zum Teil statt zu CO_2 nur zu CO verbrennt, oder daß die im Ofen aufsteigende Kohlensäure durch den niedergehenden Koks zum Teil zu Kohlenoxyd reduziert wird. Es liegt daher nahe, einen Teil des Brennstoffes nicht über der Gicht, sondern in der Nähe der Formen einzuführen. In der Tat scheint die Einführung eines Kohlenstaub-Luftgemisches in der Nähe der Blasformen auf den Wärmeverbrauch günstig zu wirken.

1. A. Kaiser führt bei einem Gießereikuppelofen von 900 mm l. W. durch drei über den Blasformen angebrachte Brenner ein Kohlenstaub-Luftgemisch mit 2,5 bis 3 atü ein. Die Brennermündungen schließen mit dem Ofenmantel glatt ab; es

¹⁾ Herington: Powdered Coal as a fuel, S. 204f. New York 1920.

²⁾ Bardenheuer: Stahl und Eisen 47 (1927) Nr. 21, S. 888/9; U. Lohse: Z. V. D. I. 71 (1927), S. 233/35.

sind also keine Vorkammern nötig. Offenbar bieten die an die Brenner anschließenden, nach dem Ofeninnern zu etwas ausgeweiteten Öffnungen des Ofenfutters hinreichenden Brennraum. Kohlenstaubmenge rd. 1 vH des Eiseneinsatzes; Satzkoksverbrauch 10,7—10,9 vH ohne Einblasen von Kohlenstaub und 6,8 vH bei Einblasen von 0,93 bzw. 0,79 vH Kohlenstaub. Brennstoffersparnis einschließlich Füll- und Anheizkoks 28,84—31,41 vH; Steigerung der Schmelzleistung von 5267 auf 6889 kg oder 30,8 vH; Verminderung des CO-Gehaltes im Gichtgas von 45,5 auf 38,5 vH; Abnahme des Schwefelgehaltes von 0,107 auf 0,087 vH; entsprechend rd. 19 vH; Abbrand und mechanische Eigenschaften des Eisens bleiben unverändert. Bardeheuer glaubt durch die Zusatzfeuerung den Ofen so führen zu können, daß hochwertiges Gußeisen mit einer Biegefestigkeit von 46—58 kg/mm² bei 10—13 mm Durchbiegung und einer Zugfestigkeit von 28—35 kg/mm² im laufenden Betrieb mit Sicherheit erreicht wird.

2. Kuppelöfen der American Radiator Co., Springfield, Ill.; Vorkammer in Formhöhe; Staub verbrennt in dieser vollständig; leichte Regelung des C-Gehaltes im Eisen; Graphit sehr fein ausgeschieden; 20—30 vH weniger S; Stückkoksverbrauch vor Umstellung 11,5 vH; nach Umstellung 3,9 vH Stückkoks und 2,6 vH Kohlenstaub¹⁾.

IX. Staubfeuerungen für Groß-Schmiedöfen.

1. **Verbreitung.** Die Staubfeuerung eignet sich für alle landläufigen Schmiedöfen und Einsatzarten. Es finden sich vor allem Block-, Roll-, Einfach- und Doppelschmiedöfen für große und mittlere Schmied-

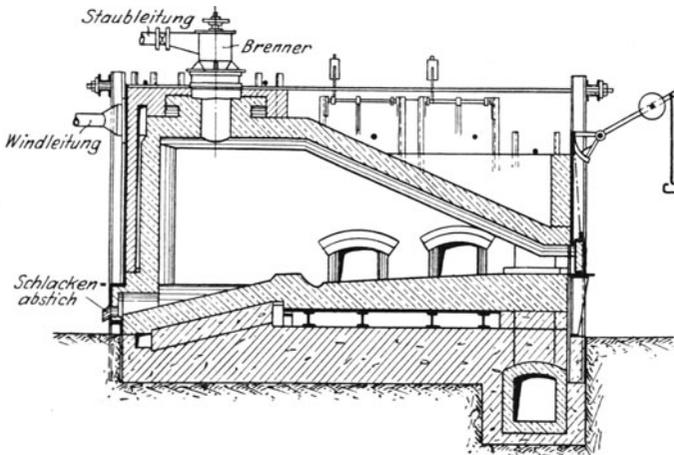


Abb. 177. Schmiedofen mit senkrechtem Brenner (Berg & Co.).

stücke für Lokomotiven und Waggonen, Wellen und Kurbeln, Preß- und Gesenkschmiedestücke, Edelstahl-Halbfabrikate, Dornstangen für Rohrwalzwerke u. a.; der Ofenzahl nach stehen die Vereinigten Staaten an erster Stelle. In Deutschland finden sich etwa 45 Öfen auf 20 zumeist der Eisenhüttenindustrie angehörig²⁾.

¹⁾ Iron Age 121 (1928), S. 1593/95.

²⁾ Nach Erhebungen des Vereins deutscher Eisenhüttenleute, Düsseldorf.

Zahlentafel 26.

	Rostfeuerung (Braunkohlen- brikette)	Staubfeuerung (Braunkohle)	Staubfeuerung (Steinkohle)
Brennstoffverbrauch in vH des Einsatzes . . .	85,6	29,5	20,7
kcal/kg Einsatz.	4010	1490	1720

Zahlentafel 27.

	Ofen I	Ofen II	Ofen III
1. Brennstoff	Kohlenstaub	Kohlenstaub	Öl
2. Heizwert (oberer) . . . kcal/kg	7800	7800	10800
3. Temperatur der Verbrennungs- luft °C	16	334	240
4. Versuchsdauer h	60	60	60
5. Zustand des Ofens zu Beginn .	kalt	kalt	kalt
6. Durchschnittl. Herdtemperatur °C	1300	1300	1270
7. Zeit pro Hitze einschl. An- heizen Min.	94	85	98
8. Anzahl der Hitzen	8	10	9
9. Zeit pro Hitze ausschl. An- heizen Min.	51	41	44
10. Gesamter Brennstoffverbrauch einschl. Anheizen kg	473	359	235
11. Durchsatz insgesamt kg	1947	2277	2072
12. Brennstoffverbrauch in vH vom Durchsatz vH	24,3	15,8	11,3
13. kcal je 1 kg Durchsatz . . kcal	1895	1230	1220

2. Bauweise. Die Ofenköpfe sind im wesentlichen wie bei Stoßöfen ausgebildet (Abb. 157 und 158). Wie bei diesen wiegt in Amerika der Ofenkopf mit liegenden, in Deutschland der mit stehenden Brennern vor. Welche von beiden Bauarten den Vorzug verdient, hängt weit mehr als bei Stoßöfen von der Art des Einsatzes ab. Auf Grund der bisherigen Erfahrungen gilt etwa folgende Abgrenzung: Für kurze Öfen mit 1 oder 2 Türen je Arbeitsherdseite und großen sperrigen Einsatzstücken ist die Steiflamme vorzuziehen, Abb. 177. Sie kommt auch bei empfindlichem, nicht zu hoch zu erhaltendem Einsatz (Edelstahlblöcke) in Frage. Damit die Flamme den Einsatz möglichst unmittelbar bestrahlen kann, soll sich der Arbeitsraum nach der Brennkammer zu möglichst weit öffnen¹⁾. In allen anderen Fällen verdienen liegende Brenner den Vorzug, Abb. 178.

3. Betriebserfahrungen. Brennstoffverbrauch: Gegenüber Rost- (Halbgas-) Feuerungen werden i. M. 25—30 vH und bei langen Arbeitspausen oder großen, sperrigen Stücken bis zu 60 vH erspart. Das Brenn-

¹⁾ Bei der der Firma Berg in Bergisch-Gladbach geschützten „Strahlungskammer“ mit senkrechtem Brenner (D. R. P. 429175) ist das Gewölbe so geführt, daß der volle Strahlungsquerschnitt in allen Teilen gewahrt bleibt.

stoffkonto wird gleichzeitig wegen Verwendung billigerer Kohle und wegen Leuteersparnis i. M. um 30 bis 40 vH, in Einzelfällen um 60 vH gesenkt.

Vergleichsversuch an Schmiedofen mit Rost- (Evaporator-) und Kohlenstaubfeuerung¹⁾; Arbeitsherd rd. 2·4,5 m; s. Zahlentafel 26.

Die Ofenleistung wird gegenüber Rostfeuerung wegen schnelleren Aufheizens und Fortfalls der Stochperioden i. M. um 20—30 vH, gegenüber Ölfeuerung um rund 10 vH erhöht.

1. Vergleichsversuch an Schmiedofen mit Öl- und Kohlenstaubfeuerung²⁾; erhitzt wurden abwechselnd 5 und 6 Knüppel von 10,2·10,2 cm Querschnitt, 51 cm Länge und 41 kg Gewicht; s. Zahlentafel 27.

Ein Vergleich der 1. und 2. Spalte der Zahlentafel 27 läßt den großen Einfluß verhältnismäßig niedriger Luftvorwärmung auf den Brennstoffverbrauch erkennen. Die 2. und 3. Spalte erlaubt einen Vergleich zwischen Kohlenstaub- und Ölfeuerung. In beiden Fällen wurde der gleiche Luftvorwärmer gebraucht; bei Öl wurde die gesamte Luft, bei Kohlenstaub nur die Sekundärluft = 75 vH des gesamten Luftbedarfs erhitzt. Die Wärmeausnutzung ist bei beiden Feuerungsarten die gleiche, während der Durchsatz bei Kohlenstaub 10 vH größer ist. Die Knüppel kamen bei Kohlenstaub weißer und weicher vom Ofen.

2. Viertüriger Schmiedofen für Lokomotiv-Barrenrahmen, Herd: 1,8·5,5 m (Abb. 178); Kohlenverbrauch = 175 kg/t gegenüber 325 kg bei Handfeuerung; Zeitersparnis = 20 vH.

3. Anheizzeit von 7 h bei Rost- auf 2½ h bei Kohlenstaubfeuerung gesunken.

Das Lohnkonto je t Einsatz wird gegenüber Rostfeuerung wegen Fortfalls der Stocher, sowie wegen höherer Ofenleistung und besser durchwärmten Einsatzes gesenkt.



Abb. 178. Schmiedofen mit wagerechten Brennern (Fuller Lehigh Co.).

¹⁾ Veltman: Mitt. 50 der Wärmestelle des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.
²⁾ Versuch der General Electric Co, Schenectady, N. Y.

Lohnkonto wurde bei Werk A mit einem Ofen und Einzelmühle bei Blöcken bis zu 1500 kg um 20 vH gesenkt,
 bei Werk B mit drei Öfen und Einzelmühlen um 60 vH gesenkt,
 bei Werk C mit vier Öfen und zentraler Mahlanlage um 50 vH gesenkt.

Der Abbrand wird gegenüber Rostfeuerung wegen gleichbleibender Ofenatmosphäre (keine Stochperioden) meistens vermindert. Allgemein treffen die bei Stoßöfen geltenden Verhältnisse (s. S. 281) zu. Am Einsatz etwa anhaftende Kohlschlacken fließen oder fallen beim Ziehen aus Ofen bzw. beim Hämmern ab.

Abbrand bei Werk A: unverändert.

Abbrand bei Werk B: um 10—20 vH verringert.

Abbrand bei Werk C: von 2 vH bei Halbgas auf 1,5 vH bei Steinkohlenstaub und 1,6 vH bei Braunkohlenstaub gesunken.

Abbrand bei Werk D: gesunken. Einsatz kommt asche- und zunderfrei aus Ofen.

Haltbarkeit des Ofenkopfs: wie bei Stoßöfen bei Steiflammern in der Regel geringer als bei liegenden Flammern.

Nach der Umstellung auf Kohlenstaub melden 4 Werke verringerte und 2 Werke unveränderte Haltbarkeit. Ein Werk gibt $\frac{1}{2}$ Jahr, ein anderes 5000 h an. Ein Werk hat die Haltbarkeit durch Quarzsteine verbessert.

Güte der Erwärmung des Einsatzes. Gegenüber Rostfeuerung werden höhere „Hitzen“ (höhere Temperaturen) und zuweilen, besonders bei liegenden Brennern, auch bessere Durchweichung gemeldet; letzteres trifft wegen längerer, milderer Flamme auch gegenüber Ölfeuerung zu. Bei stehendem Brenner und schwerem Einsatz wird zuweilen über einseitige Erhitzung geklagt.

Abhitzedampf geht gegenüber Rostfeuerung erheblich zurück. Der Ausfall muß durch direkte Kesselbeheizung (u. U. Zusatzfeuerung) gedeckt werden. Trotzdem ist der gesamte Brennstoffverbrauch niedriger als vor der Umstellung.

Bei dem unter „Brennstoffverbrauch“ erwähnten Vergleichsversuch ging die stündliche Dampferzeugung je m² Kesselheizfläche von 8,1 kg/m² · h bei Rostfeuerung auf 1,3 bei Braunkohlenstaub und auf 1,7 bei Steinkohlenstaub zurück. Unter Annahme eines Wirkungsgrades von 0,7 für die direkte Kesselfeuerung beträgt der gesamte kcal-Aufwand wie folgt (s. Tabelle auf S. 313).

4. Zusammenfassung. Die Umstellung auf Kohlenstaub ist wegen der im Vergleich zu anderen Öfen recht bedeutenden Verringerung des Brennstoff- und Lohnkontos in vielen Fällen wirtschaftlich. Daran ändert auch die Verschlechterung der Ofenkopf-Haltbarkeit nicht viel. Ein gewisser Ausgleich tritt zudem dadurch ein, daß die Staubfeuerung auf teure Rekuperatoren verzichten kann. Sie werden bei Hammerbetrieben sehr schnell undicht und sind daher auch in der

	Einnahme in kcal		Ausgabe	
	Einsatz	Dampf	kcal	vH
Rost.	4080	28600	100000	100
Kohlenstaub (Braunkohle)	4080	4600	33300	67,6
Direkte Kesselfeuerung	—	24000	34300	
		<u>28600</u>	<u>67600</u>	
Kohlenstaub (Steinkohle)	4080	5650	35100	67,9
Direkte Kesselfeuerung	—	22950	32800	
		<u>28600</u>	<u>67900</u>	

Instandhaltung recht teuer, wenn sie nicht in ihrer Wirkung schnell abfallen sollen. Erwägenswert sind dagegen eiserne Rekuperatoren, s. S. 223.

X. Kohlenstaubgefeuerte Kleinöfen.

1. Verbreitung und Zweck. Während in Amerika bereits eine ansehnliche Zahl von Kleinöfen mit Kohlenstaub betrieben wird, finden sich in Deutschland z. Z. etwa 60—70 kleine staubgefeuerte Industrieöfen auf rund 25 verschiedenen Werken. Von diesen befassen sich die meisten mit der Herstellung von Eisenbahnbedarf. An Erzeugnissen sind vor allem zu nennen: Preßblechteile, Gesenkschmiedestücke und Federn für Eisenbahn- und Kraftfahrzeuge; Pufferhülsen, Puffer und Waggonkupplungen, ferner Schrauben, Schraubenmutter, Tirofonds und Nieten.

2. Grenzen der Staubfeuerung; bauliche Richtlinien. Je kleiner die Feuerung und je höher ihre Arbeitstemperaturen sind, desto unangenehmer macht sich der kühlende Einfluß der Wandungsflächen und des Einsatzes geltend. Einerseits können vorübergehende Verschlechterungen des Staubes (zu geringe Mahlfineinheit oder zu große Feuchtigkeit) oder auch zu große auf einmal eingesetzte Wärmemengen die Flammentemperatur so stark absenken, daß die Verbrennung unvollkommen wird und die Leistung stark abfällt. Andererseits besteht namentlich bei Öfen mit senkrechten Brennern und verhältnismäßig großen Vorkammern die Gefahr, daß bei Übergang zu schneller verbrennendem Staub oder bei Stockungen im Einsetzen zu hohe Brennraumtemperaturen auftreten. Es liegt eben im Wesen der Staubfeuerung, daß sie leichter als die anderen für Kleinöfen in Frage kommenden Feuerungsarten aus dem für die jeweiligen Arbeitsverhältnisse geeigneten thermischen Gleichgewicht geworfen wird. Bei der Rostfeuerung bildet der Wärmespeicher der Schüttung einen Ausgleich, wenn die

Verbrennungsgeschwindigkeit vorübergehend zu gering ist, während anderseits so hohe Flammentemperaturen wie bei der Staubfeuerung nicht auftreten können. Bei Gasfeuerungen ist das thermische Gleichgewicht ebenfalls stabiler, und zwar einmal deshalb, weil die Verbrennungsgeschwindigkeit weit weniger als bei Kohlenstaub von den Feuer- raumtemperaturen abhängt und deshalb die Verlöschungsfahrer geringer ist; ferner machen sich Änderungen im Brennstoff oder in der Größe des Einsatzes bei Gasfeuerung deshalb weniger geltend, weil der Wärmeentzug durch Strahlung, der bekanntlich mit etwa der Differenz der 4. Potenz der Temperaturen zunimmt, geringer als bei der verhältnismäßig stark leuchtenden Staubflamme ist. Sinkt ihre Temperatur nur unerheblich, so fällt die strahlende Wärmeabgabe bereits stark ab. Dem sucht der Heizer oder Ofenwärter durch eine voluminöse Flamme, d. h. durch vermehrte Staub- und Luftmengen entgegenzuwirken. Die Zunahme muß aber im Gegensatz zu Feuerungen mit mehr konvektivem Wärmeübergang derartig groß sein, daß der zur Verfügung stehende Brennraum die vergrößerte Flamme nicht mehr aufnehmen kann. Hierzu kommt noch, daß die Brennzeit und damit das Flammenvolumen bei Temperatursenkungen im Brennraum an sich schon stärker als bei Gasfeuerungen zunehmen (s. S. 49f.). Die Folge ist, daß der Ofen dazu neigt, durch die Schafftüre „auszudrücken“; die Bedienungsleute werden daher durch Hitze, Qualm und Staub belästigt.

Die Empfindlichkeit staubgefeuerter Kleinöfen gegen Wechsel in der Staubbeschaffenheit und der Größe des Einsatzes läßt sich durch Erhöhung der Verbrennungsgeschwindigkeit, also durch hohe Mahlfineiten und an sich schnell verbrennende Kohlen, wie etwa Fettkohlen oder Braunkohlen erheblich mildern. Ein Werk läßt z. B. den Rückstand nicht über 10 vH auf Sieb Nr. 70 gehen. Wichtig ist ferner, daß die Brenner für kurze Flammen durch gute Staub-Luftmischung und hohe Turbulenz sorgen; Brenner mit flacher Mündung und von außen angesaugter Sekundärluft haben sich besonders bewährt (Abb. 183 oben rechts).

Bei dem heutigen Stand liegt die untere Grenze für einen befriedigenden Betrieb bei Arbeitsherden mit nicht weniger als rd. 0,5—1 m Breite und rd. 1,0—1,5 m Länge, wobei die oberen Werte Öfen mit Schweißtemperatur und die unteren Werte Öfen mit Schmiedtemperatur zugewiesen werden können. Die Zahlen geben jedoch nur einen ersten, rohen Anhalt; sie werden in Einzelfällen nach oben und unten überschritten.

Liegt die Größe des auf Staub umzustellenden Ofens wesentlich unter den obigen Grenzmassen, so lassen sich drei verschiedene Wege einschlagen:

1. Man kann die Feuerung „überdimensionieren“, d. h. vor den kleinen Herd eine verhältnismäßig große Brennkammer bauen. Dieser Weg ist verschiedentlich bei kleinen sehr heiß gehenden Öfen (Mutternpreßöfen) besprochen worden. Der Brennstoffverbrauch ist jedoch unverhältnismäßig groß. Außerdem wird der Ofen unhandlich und teuer.

2. Man kann auch mehrere kleine Öfen durch eine größere Ofeneinheit ersetzen. Dieser Weg wurde u. a. in einer großen Lokomotivfabrik besprochen. Er kommt vor allem dann in Betracht, wenn gleichzeitig zu leistungsfähigeren Hämmern oder Schmiedemaschinen übergegangen und damit ohnehin eine Neuordnung der Werkstatt erforderlich wird.

3. Der dritte Weg besteht darin, daß man die Staubfeuerung kleinen Herden durch weitere Erhöhung der Verbrennungsgeschwindigkeit anzupassen sucht. Die hierfür sich bietenden Mittel sind nämlich mit den obigen Maßnahmen keinesfalls erschöpft. Beachtenswert ist vor allem der auf S. 53 geforderte Verbrennungsanlauf durch eine kleine

Zündkammer. Sie wurde bereits vor etwa 15 Jahren bei einem der ersten staubgefeuerten

Kleinöfen (Abb. 179) erfolgreich angewandt, ist aber augenscheinlich später in Vergessenheit geraten, obwohl sich bei Ölfeuerungen ähnliche Zündkammern bewährt und verbreitet haben. Wichtig ist ferner eine hohe Luftvorwärmung; obwohl ihre Bedeutung ebenfalls, wie Abb. 179 zeigt, frühzeitig erkannt wurde, standen ihr Preis, Umfang und schlechte Zugänglichkeit der Luftvorwärmer im Wege. Diesen Übelständen helfen die neuen eisernen Luftvorwärmer oder Rekuperatoren nach Abb. 140 ab.

Verbrennungsgeschwindigkeit und Regelfähigkeit können ferner durch Auflösung in kleine Einzelbrenner verbessert werden. Ansätze in dieser Richtung liegen, wie noch gezeigt wird, vor allem bei amerikanischen durch Ringleitung gespeisten Öfen vor. Bei Öfen mit eigenen Staubbunkern ist ferner ein regelfähiger Klein-Speiser zu fordern. Ansätze dazu sind die Speiser nach Abb. 122 und 124.

3. Die wichtigsten Ofenarten. Öfen mit stehendem Brenner nach Abb. 180 sind im wesentlichen eine verkleinerte Wiedergabe des Ofens der Abb. 177. Sie werden vor allem für verhältnismäßig niedrige Arbeitstemperaturen (1100°) und empfindlichen Einsatz gebraucht

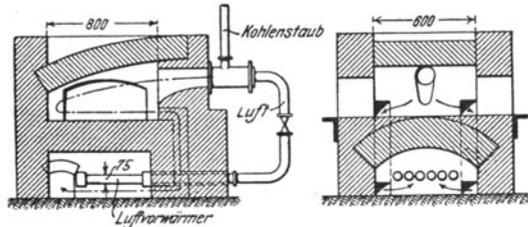


Abb. 179. Amerikanischer Kleinschmiedofen mit Zündkammer, Umkehrflamme und eisernem Rekuperator¹⁾.

¹⁾ Herington: Powdered Coal as a Fuel, S. 119; New York 1918. — Bleibtreu: Mitteilung 74 der Wärmestelle des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.

und finden u. a. in der Eisenbahn- oder Automobilfederfertigung als Schmied- oder Härteöfen für Federblätter, oder zur Erwärmung der Federblatt-Enden vor dem Rollen des Auges oder zur Erwärmung von Bandeseisen für Spiralbandfedern Anwendung. Die Federblätter werden auf ein vor dem Ofen befindliches Gestell so gelegt, daß die Enden durch zweireihig übereinanderliegende Schlitzte wagerecht in den Ofen eingeschoben werden können¹⁾.

In Amerika hat sich die wagerechte oder etwas geneigte Brennerlage eingebürgert; sie findet neuerdings auch in Deutschland Eingang.

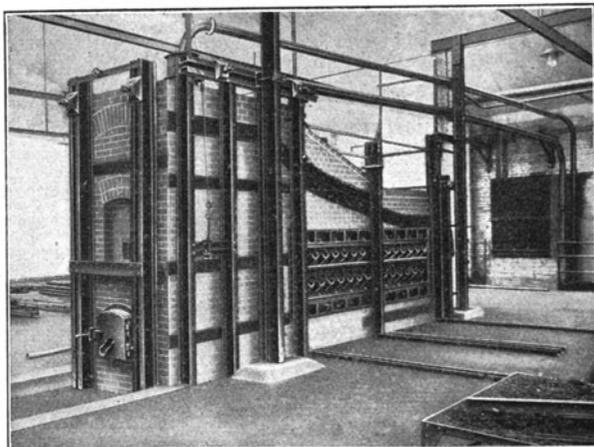


Abb. 180. Ofen zum Wärmen von Stangenenden. (Hersteller: Berg & Co. in Berg.-Gladbach.)

Öfen nach Abb. 181 eignen sich für allgemeine Schmiedarbeiten, wie sie in Ausbesserungswerkstätten und Maschinenfabriken vorkommen. Die Decke kann auch wagerecht und gradlinig von vorn bis hinten durchlaufen. Einen ähnlichen Ofen für Tirefonds (Schienenschrauben für Holzschweller) zeigt Abb. 182. Damit die Schlacke glatt abfließt, ist dem Herd hinreichendes Gefälle nach einem unter dem heißesten Teil der Flamme liegenden Punkt zu geben; ferner ist für große Abzugsquerschnitte zu sorgen, damit der Ofen nicht durch Flugasche verstopft wird. Beide aus Abb. 181 und 182 erkennbaren Merkmale werden häufig beim Bau nicht genügend berücksichtigt. Einen Ofen mit wagerechtem Brenner, der wie der Ofen nach Abb. 180 für temperatur- und ascheempfindlichen Einsatz dient, zeigt Abb. 183 rechts.

Über die Frage, ob die stehende oder liegende Brenneranordnung den Vorzug verdient, herrscht in der Praxis noch keine völlige Über-

¹⁾ An Stelle dieser Schlitzte zeigt Abb. 180 runde Löcher zur Aufnahme von Stangenenden.

einstimmung, wenn sich auch die Stimmen zugunsten der liegenden Brenner mehren. Soviel läßt sich immerhin auf Grund bisheriger Erfahrungen sagen: Öfen mit stehenden Brennern und verhältnismäßig großen Vorkammern sind gegen schlechte Mahlfeinheit oder stoßweise Speisung zwar verhältnismäßig unempfindlich; sie sind aber andererseits auch der Gefahr zu hoher Temperaturen ausgesetzt. Ferner wird bei nicht zu großen Flammengeschwindigkeiten ein Teil der Kohlenschlacke

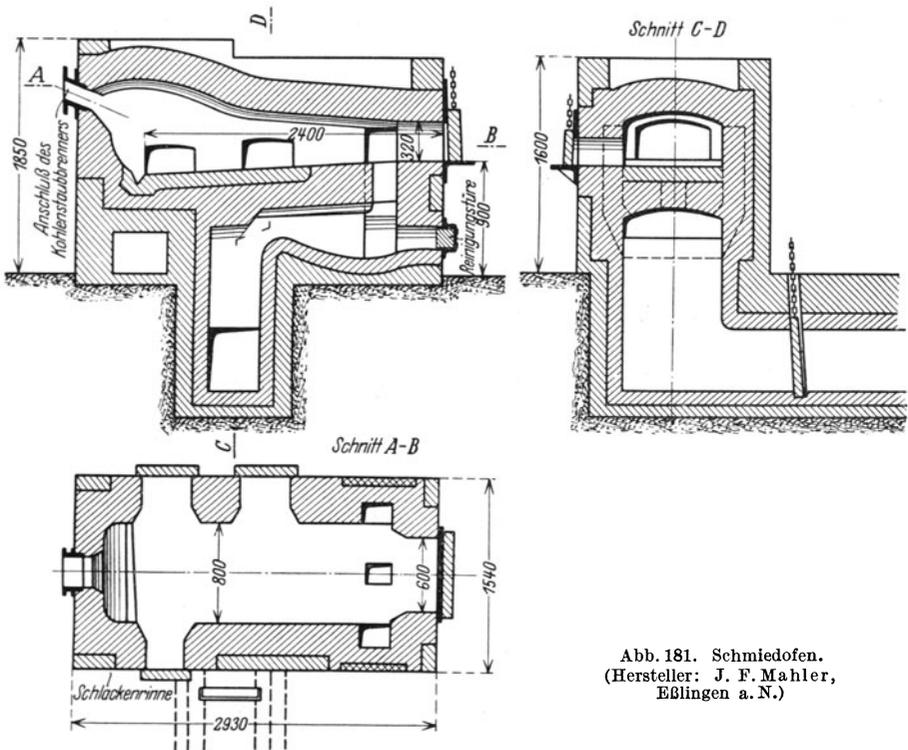


Abb. 181. Schmiedofen.
(Hersteller: J. F. Mahler,
Eßlingen a. N.)

vor dem Arbeitsherd abgeschieden; dieser Vorzug kann bei aschereichen Kohlen mit niedrigem Schlackenschmelzpunkt stichhaltig sein, darf aber nicht überschätzt werden, weil sich bei Kleinöfen im allgemeinen die Verwendung erstklassiger Kohlen lohnt. Zudem werden die großen Vorkammern in dem Maße überflüssig, wie es gelingt, die Verbrennungsgeschwindigkeit und Regelfähigkeit der Kohlenstaubflamme zu erhöhen. Dagegen hat die liegende Brenneranordnung den Vorzug, daß das Maximum der Flammentemperatur und der Einsatz näher beieinander liegen. Ferner ist der Ofen kleiner und handlicher. Vor allem aber hat man in der Verteilung der Beheizung größere Bewegungsfreiheit. Bei Öfen nach Abb. 181 werden z. B. manchmal zwei nebeneinanderliegende

Brenner angeordnet, deren Achsen sich unter spitzem Winkel schneiden. Dadurch wird erstens infolge erhöhter Turbulenz die Flammenlänge verkürzt; zweitens aber kann man durch Veränderung des Schnittwinkels

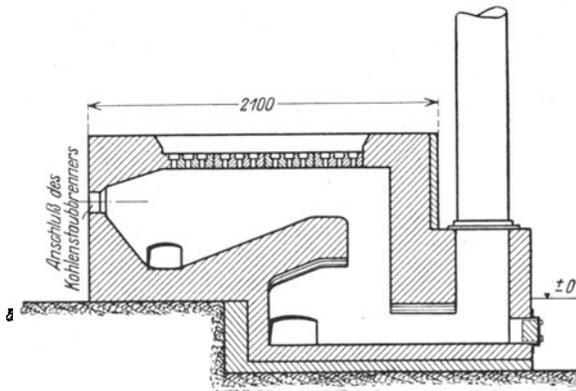


Abb. 182. Tirfondofen. (Hersteller: J. F. Mahler, Eßlingen a. N.)

und Abschalten einzelner Brenner kann man sich dem Einsatz und der jeweilig gewünschten Erwärmung leicht anpassen. Ein weiteres

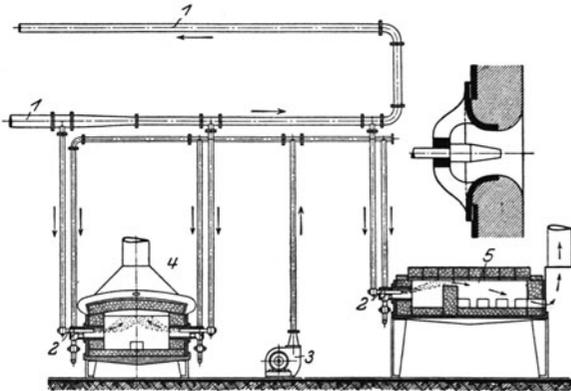


Abb. 183. An Ringleitung angeschlossene Kleinöfen einer Waggonfabrik. 1 Ringleitung (s. Abb. 80), 2 Brenner, 3 Sekundärluft-Ventilator, 4 Wärmofen für Preßblechteile mit 2 oder 3 Brennern auf jeder Seite, 5 Federn-Wärm- und Härteofen. Rechts oben in vergrößertem Maßstab: Brenner mit flachem Mundstück und von außen angesaugter Sekundärluft; Ventilator 3 und die Luftleitungen fallen bei diesem Brenner fort.

auch zum Erwärmen von Blechstreifen, die zu Rungen oder profilierten Seitenversteifungen von Waggons ausgepreßt werden. Abb. 186 zeigt einen Mutternpreßofen, der die Enden von Stangeneisen auf Schweißhitze bringt. Die Schweißschlacke wird aus dem unter dem eigentlichen Ofen befindlichen heißen Abzug entfernt. Eine andere Form eines Mutterpreßofens zeigt Abb. 179. Abb. 187 stellt einen Glüh-

(schwenkbare Brenner) das Temperaturmaximum über dem Herd verschieben. Hohe Wärmekonzentration läßt sich ferner durch gegenüberliegende Brenner erzielen (Abb. 183 links zum Erwärmer von Preßblechteilen, Abb. 184 zum Erwärmen von Bolzen und Stangenenden). Durch Zu-

Beispiel mit hintereinanderliegenden Brennern zeigt Abb. 185; der Ofen arbeitet kontinuierlich und dient zum Erwärmen von Stangeneisen oder dickem Draht für Nieten oder Schraubenschmiedemaschinen. Das Wärmgut läuft zwischen Ofen und Maschine über einen Luftrost, der anhaftende Schlacken- oder Zunderreste abbläht. Ähnliche Öfen dienen

Härte- und Einsatzöfen dar. In Federnfabriken wird zuweilen auch der hintere Teil des Herdes von Wärmöfen durch eine Feuerbrücke abgetrennt und zum „Anlassen“ durch die über die Feuerbrücke tretenden Rauchgase benutzt.

Die Rauchgase werden in Deutschland meistens durch einen allen Öfen gemeinsamen unterirdischen Kanal zum Schornstein abgeführt. In Amerika wiegt der Einzelschornstein aus Blech vor. Hat die Flamme die Neigung, durch die Schafftür auszutreten, so ist festzustellen, ob die Zugwiderstände im Ofenfuchs und den Schornsteinkanälen nicht durch Erweiterung der Querschnitte oder Beseitigung scharfer Richtungswechsel vermindert werden können. Nützt dies nichts, so ist über dem

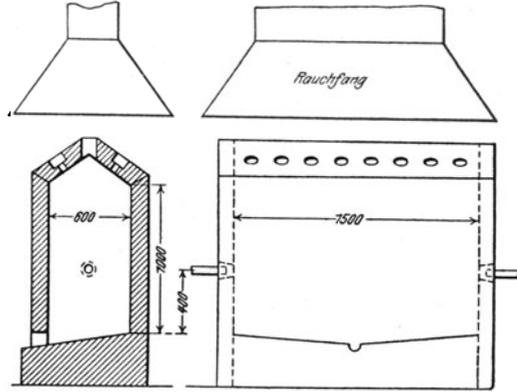


Abb. 184. Amerikanischer Ofen zum Wärmen von Bolzen oder Stangenenden¹⁾.

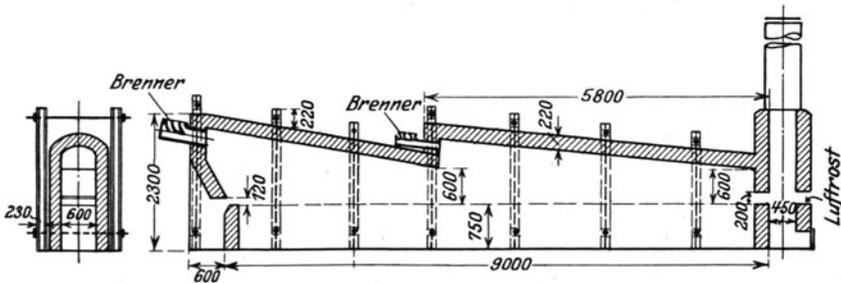


Abb. 185. Amerikanischer kontinuierlich arbeitender Ofen zum Wärmen von Stabeisen oder Draht für Nieten- und Schraubenschmiedmaschinen.

Ofen ein Rauchfang aus Eisenblech anzuordnen, der mit dem Schornstein zu verbinden ist. Rauchfänge sind namentlich bei Öfen angebracht, deren Türen längere Zeit offen stehen. In derartigen Fällen empfehlen sich aus Ketten zusammengesetzte Vorhänge; sie halten einen Teil der Rauchgase zurück, ohne dem Ofenmann die freie Sicht ins Ofeninnere zu nehmen.

Der Staub wird den Öfen am besten pneumatisch durch Ring- oder Sternverteilung zugeführt (s. S. 139), wenn eine größere Anzahl von Öfen zu versorgen ist. Bei kleiner Ofenanzahl kommt die Sternvertei-

¹⁾ Bleibtreu: a. a. O.

lung von einem gemeinsamen Staubbunker aus in Frage. Dieser kann mechanisch (s. S. 131) oder nach dem Druckverfahren (s. S. 132) oder mittels fahrbarer, mit Bodenverschluß versehener Kübel gefüllt werden.

Als Speiser sind Schnecken wegen ihrer bei kleinen Mengen meist stoßweisen Förderung ungeeignet. Dagegen haben sich Zuteiler nach Abb. 122 bewährt; sie werden neuerdings auch in Deutschland hergestellt.

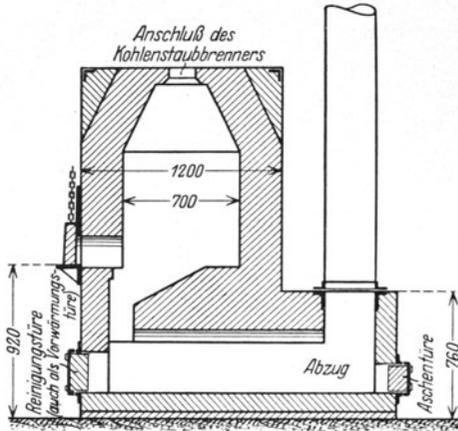


Abb. 186. Mutternpreißofen von J. F. Mahler in Eßlingen a. N.

4. Betriebserfahrungen.

1. Automobil- und Waggonfedernfabrik. Ofen nach Abb. 180, zum Wärmen von Federnblättern, Federnblattenden und Bandeisen für Spiralfedern. Gasreicher Steinkohlenstaub. Gute Temperaturregung, Aschehauch auf Einsatz ist un-

schädlich. Gute Haltbarkeit der Öfen (2 Jahre). Keine Staub- und Flammenbelästigung der Arbeiter; sauberer staubfreier Betrieb.

2. Waggon-Federnfabrik. Kohlenverbrauch um 60 vH verringert. Bessere Qualität, Polieren erspart. Haltbarkeit der Öfen 6—9 Monate.

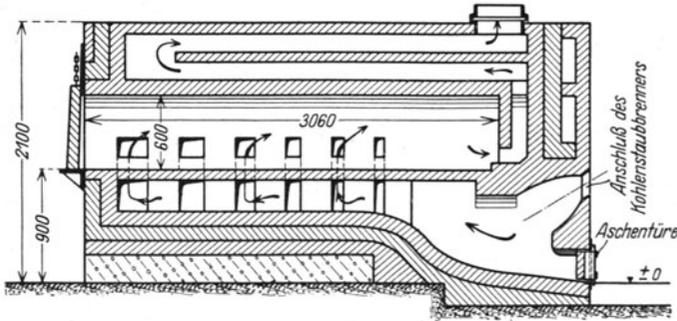


Abb. 187. Glüh-, Härte- und Einsatzofen von J. F. Mahler in Eßlingen a. N.

3. Kleineisenzeugschmiede einer Lokomotivfabrik; vor rd. 8 Jahren von Öl auf Steinkohlenstaub umgestellt. Ringverteilung nach Holbeck mit 300 mm W.-S. (s. S. 141); zuerst Öfen mit kurzen Herden ($< 1 \text{ m}^2$ Herdfläche) und wagerechten Brennern, Türe gegenüber Brenner; geringe Haltbarkeit, insbesondere der Tür; Belästigung der Schmiede durch austretende Flamme. Zu längeren Öfenherden mit 2—6 Seitentüren übergegangen; ein wagerechter Brenner an einer Schmalseite bei 2 Seitentüren, bei 4 und 6 Türen je ein Brenner an beiden Schmalseiten. Sekundärluft von außen angesaugt. Haltbarkeit des Ofens 6 Mo-

nate, der Türen 6 Wochen. Bei Kohlenstaub schnellere, gleichmäßigere und weichere Hitze, geringerer Gesenkverschleiß und größere Schmiedgenauigkeit als bei Ölfuerung.

4. Gesenkschmiede einer Automobilfabrik, von Generatorgas auf Steinkohlenstaub umgestellt, 0,4—2 m² Arbeitsherdfläche; anfängliche Schwierigkeiten mit Staubverteilung, Staubverbrennung, Ausdrücken der Flamme, schlechter Haltbarkeit und einfrüender Schlacke. Durch werkseitige Umbauten der Öfen und Brenner überwunden. Bedeutende Leistungssteigerung gegenüber Generatorgasbetrieb. Regelbarkeit gut, aber gegen Kohlenwechsel empfindlich. Keine nachteilige Wirkung der Schlacke auf Güte der Schmiedstücke, Brennstoffverbrauch 60—80 vH des Einsatzes. Trotz niedrigen thermischen Wirkungsgrades ist Betrieb wirtschaftlicher als bei Generatorgas.

5. Blechbearbeitungswerkstatt einer Waggonfabrik von Öl auf Steinkohlenstaub umgestellt; Staubverteilung nach Holbeck (s. S. 141). U. a. Blechwärmofen für Preßarbeiten, 3·5 m Herd; an jeder Längsseite je 3 wagerechte Brenner, s. Abb. 183 links. Ein Stoßofen mit 2,5·8 m Herd und 2 Stufenbrennern nach Abb. 185 für Pressen der Seitenversteifungen von Großraumwagen. Vorteile der Staubfuerung: Schnellere Hitzen, billigerer Betrieb. Nachteile: Verstaubung der Preßwerkzeuge; bei Politurblechen von ≤ 3 mm Dicke für Innenauskleidung von eisernen Personenwaggons ist Oberfläche wegen Staubansätzen nicht blank genug; für diese Teile Ölbetrieb beibehalten.

6. Schmiedofen für Beschlagteile einer Waggonfabrik. Von Braunkohlenbrikettfuerung auf Braunkohlenstaub umgestellt. Brennstoffkonto um 50 vH gesunken; statt 3 Ofenleuten nur noch 1 Mann; schnelleres Anheizen, geringerer Abbrand; schlechte Ofenhaltbarkeit, offenbar infolge angreifender Schlacke; diese haftet auch an Schmiedstücken an und stört beim Gesenkschmieden.

7. Schmiedofen einer Eisenbahn-Ausbesserungswerkstatt. Steinkohlenstaub; Schmiedstücke stark verschlackt; kleinere Preßarbeiten nicht einwandfrei; thermischer Wirkungsgrad ungünstig, daher zu Generatorgas übergegangen.

8. Mutternpreßöfen mit vor Arbeitsherd geschalteter Steilkammer, 0,5 bis 1 m² Arbeitsherdfläche, schlechte Haltbarkeit; starke Staub- und Hitzebelastigung der Leute; Leistungssteigerung gegenüber Koksfeuerung 25 vH; Anheizzeit ½ h; Staubverbrauch unverhältnismäßig hoch, zu Koksfeuerung zurückgekehrt.

9. Mutternpreßöfen mit 0,6 m² Herdfläche und kleiner Vorkammer; Brennstoffverbrauch = 1,8·10⁶ kcal/t eingesetztem Stangeneisen von rd. 25·25 mm; Leistung wie bei Gasfeuerung; Brennstoffkonto um rd. 50 vH. gegenüber Generatorgas gesenkt.

10. Tirefondöfen von Koks auf Grudestaub umgestellt. Leistung um rd. 50 vH gesteigert. Brennstoffverbrauch von 30 auf 19 vH vom Durchsatz gesunken.

11. Ofen für Nietenfabrikation (Abb. 185); Herd 0,6·9,1 m; Ofen leistete in 4 bis 6 Stunden soviel wie bei Naturgas in 10 Stunden¹⁾.

12. Ofen zum Schmieden von Schnelldrehstahl unter 1 t-Hammer. Leistung: 1350 kg/12 h; Blöcke von 7,6·7,6 cm auf 3,8·3,8 cm heruntergeschmiedet; ein Brenner am Ofen; Kohlenverbrauch rd. 45 kg/h; Asche bereitete keine Schwierigkeiten²⁾.

13. Glühöfen, nach Umstellung von Koksfeuerung auf Staub Leistung um 70 vH gestiegen. Anheizzeit um 80 vH verringert.

5. Wirtschaftlichkeit³⁾. Das folgende willkürlich herausgegriffene Beispiel soll lediglich ein ungefähres Bild davon geben, wie die Wärme-

¹⁾ Herington: Pulv. Coal as a Fuel, New York 1920, S. 242 u. 247.

²⁾ Iron Age, 24. April, 1919, S. 1068.

³⁾ Bleibtreu: Arch. Eisenhüttenwes. 2 (1928/29), S. 99/107.

Bleibtreu, Kohlenstaubfuerungen. 2. Aufl.

kosten sich bei verschiedenen Brennstoffen zueinander verhalten und überschläglicly ermittelt werden können. Da sich die zugrunde liegenden Annahmen von Fall zu Fall ändern, dürfen die folgenden Wärmekosten natürlich nicht zu verallgemeinernden Schlußfolgerungen mißbraucht werden. Sie geben immerhin einen Anhalt für den Grad der zu erwartenden Wirtschaftlichkeit. Es sei eine Mutterpresserei mit einer Anzahl von Stangenwärmöfen angenommen, die mit Rostfeuerung beheizt werden. Infolge des rauchigen Betriebes und hoher Wärmekosten wird das Werk vor die Frage gestellt, ob es sich auf Teeröl, Koksofengas (Fergas) oder Kohlenstaub umstellen soll. Bekanntlich wird von dem aus dem Ofen kommenden Stangenende nur der auf Schweißhitze gebrachte Teil in der Mutterpresse verarbeitet. Die Stange mit dem noch übrig bleibenden, auf Rotglut gebrachten Ende wandert wieder zum Ofen zurück; der Wärmeverbrauch ist infolgedessen sehr hoch; er könnte aber durch kontinuierlich arbeitende Öfen verringert werden. Es sei daher noch eine Wärmemaschine, und zwar mit elektrischer Beheizung (Widerstandserhitzung) in den Vergleich mit einbezogen. Ferner sei angenommen, daß die vorhandene Ofenanlage abgeschrieben ist.

Annahmen:

1. Betrieb: Stangen-Wärmofen zu 80 kg Durchsatz/h bzw. elektrische Stangen-Wärmemaschine von 130 kg Durchsatz/h.
2. Brennstoff:

Steinkohle	7200 kcal/kg
Teeröl	8800 „
Koksofengas	4200 kcal/m ³
Kohlenstaub	7280 kcal/kg ¹⁾
3. Entfernung von der Kohlenzeche 100 km
4. Anlagekosten :
 - a) bei Teeröl (einschl. Behälter, Rohrleitung und Brenner) . . 1000 M/Ofen
 - b) bei Koksofengas (einschl. Gasmesser, Rohrleitung u. Brenner) 1300 „
 - c) bei Kohlenstaub (ohne Aufbereitungsanlage, aber einschl. Bunker, Verteilungsleitung und Brenner) 1700 „
 - d) bei elektrischem Betrieb (1 Ofen 130 kg/h einschl. Umformer und Leitung) 8000 M/Ofen
5. Preise für

Steinkohle	23,35 M/t frei Werk einschl. Ausladen ²⁾
Teeröl	110,00 M/t frei Werk,
Koksofengas	3,5 Pf./m ³ frei Werk,
Kohlenstaub	28,09 M/t frei Werk ³⁾ ,
elektrischer Strom	5 Pf./kWh,
„ „ bei Großabnahme	
(elektrischer Wärmöfen)	4 Pf./kWh.
6. Arbeitslohn: 0,7 und 0,4 M/h.
Kapitaldienst in vH der Anlagekosten = 18 vH.

¹⁾ S. Zahlentafel 19, Fußnote 8.

²⁾ S. Zahlentafel 19, Fußnote 2; (18,— M/t frei Zeche + 5,03 + 0,32 = 23,35 M/t.

³⁾ S. Zahlentafel 19, II.

Zahlentafel 28. Wärmekosten je t Stangeneisen.

	Wärmeverbrauch	Rost-	Teeröl	Koks-	Kohlen-	Elektr.
		feuerung		ofengas	staub	Maschine
		$4,3 \cdot 10^6$	$1,7 \cdot 10^6$	$1,7 \cdot 10^6$	$2,2 \cdot 10^6$	400
		kcal/t	kcal/t	kcal/t	kcal/t	kWh/t
1	Netto Wärmekonto .	14,01	21,25	14,18	8,50	16,00
2	Kraftbedarf des Ofens	0,50	0,50	0,50	1,60	—
3	Ofenreparaturen . .	1,50	0,50	0,50	1,60	1,00
4	Kapitaldienst	—	0,47	0,61	0,80	2,31
5	Abbrand	5,42	3,69	3,86	4,05	3,34
6	Ofenlöhne	11,25	8,75	8,75	8,75	5,38
		32,68	35,16	28,40	25,20	28,03

I. Rostfeuerung.

- Nach den Betriebsbüchern beträgt der mittlere Kohleverbrauch je t Stangeneisen bei 2 · 8 h Arbeitszeit/Tag rd. 600 kg/t; 23,35 M/t
 $0,6 \text{ t/t} \cdot 14,01 \text{ M/t} = 8,406 \text{ M/t}$
- 10 kWh/t · 0,05 M/kWh = 0,50 M/t¹⁾
- Nach Angabe aus der Praxis für Material und Arbeitslohn = 1,50 M/t²⁾
- Ofenanlage ist abgeschrieben.
- 4 vH Abbrand · 140 M = 5,60 M/t
 Gutschrift für Abbrand-kcal
 $1350 \text{ kcal/kg} \cdot 40 \text{ kg/t} \cdot \frac{23,35}{7,2 \cdot 10^6} \text{ M/kcal} = 0,18 \text{ M/t}$
- $\frac{1 \text{ Mann} \cdot 0,7 \text{ M/h}}{0,08 \text{ t/h}} = 8,75 \text{ M/t}$
 $\frac{\frac{1}{2} \text{ Junge} \cdot 0,4 \text{ M/h}}{0,08 \text{ t/h}} = 2,50 \text{ M/t}$

 11,25 M/t.

II. Teeröl.

- Nach Angaben aus der Praxis beträgt der mittlere Wärmeverbrauch $1,7 \cdot 10^6 \text{ kcal/t}$; $1,7 \cdot 10^6 \text{ kcal/t} \cdot 0,11 \text{ M/kg}^1 = 21,25 \text{ M/t}$
 $\frac{21,25}{8800} = 0,2415 \text{ M/t}$
- 10 kWh/t · 0,05 M/kWh = 0,50 M/t
- Nach Angaben aus der Praxis für Material und Löhne = 0,50 M/t
- $\frac{1000 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{300 \text{ Tage} \cdot 16 \text{ h/Tag} \cdot 0,08 \text{ t/h}} = 0,47 \text{ M/t}$
- 3 vH Abbrand · 140 M = 4,20 M/t
 Gutschrift für Abbrand-kcal: $1350 \text{ kcal/kg} \cdot 30 \text{ kg/t} \cdot \frac{0,11}{8800} \text{ M/kcal} = 0,51 \text{ M/t}$

 3,69 M/t
- $\frac{1 \text{ Mann} \cdot 0,7 \text{ M/h}}{0,08 \text{ t/h}} = 8,75 \text{ M/t}$

¹⁾ Für Ventilatorbetrieb; sein Kraftbedarf ist sehr unterschiedlich je nach der Anlage und der Kohlenart; Saarkohlen benötigen immer Ventilatoren, Ruhrkohlen dagegen kommen in der Regel mit natürlichem Zug aus.

²⁾ Diese Zahl schwankt auf den einzelnen Werken sehr stark, je nach der Behandlungsweise des Ofens und der verwendeten Kohle.

III. Koksofengas.

1. Auf Grund von Versuchen wird der Wärmeverbrauch auf $1,7 \cdot 10^6$ kcal/t geschätzt:

$$\begin{array}{r} 1,7 \cdot 10^6 \text{ kcal/t} \cdot 0,035 \text{ M/m}^3 \\ \hline 4200 \text{ kcal/m}^3 \end{array} \dots = 14,18 \text{ M/t}$$

2. $10 \text{ kWh/t} \cdot 0,05 \text{ M/kWh} \dots = 0,50 \text{ M/t}$

3. Auf gleichen Betrag wie bei Öl geschätzt = 0,50 M/t

4. $\frac{1300 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{300 \text{ Tage} \cdot 16 \text{ h/Tag} \cdot 0,08 \text{ t/h}} \dots = 0,61 \text{ M/t}$

5. $3 \text{ vH Abbrand} \cdot 140 \text{ M} \dots = 4,20 \text{ M/t}$
 Gutschrift für Abbrand-kcal:
 $1350 \text{ kcal/kg} \cdot 30 \text{ kg/t} \cdot \frac{0,035}{4200} \dots = 0,34 \text{ M/t}$

3,86 M/t

6. wie bei II. 6. = 8,75 M/t

IV. Kohlenstaub.

1. Nach Angaben aus der Praxis beträgt der mittlere Wärmeverbrauch $2,2 \cdot 10^6$ kcal/t
 $2,2 \cdot 10^6 \text{ kcal/t} \cdot 28 \text{ M}$

$$\frac{7,28 \cdot 10^6}{\dots} = 8,50 \text{ M/t}$$

2. $30 \text{ kWh/t} \cdot 0,05 \text{ M/kWh} = 1,50 \text{ M/t}$

3. Nach Angaben aus der Praxis für Material und Löhne $\dots = 1,60 \text{ M/t}$

4. $\frac{1700 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{300 \text{ Tage} \cdot 16 \text{ h/Tag} \cdot 0,08 \text{ t/h}} \dots = 0,80 \text{ M/t}$

5. $3 \text{ vH Abbrand} \cdot 140 \text{ M} \dots = 4,20 \text{ M/t}$
 Gutschrift für Abbrand-kcal:
 $1350 \text{ kcal/kg} \cdot 30 \text{ kg/t} \cdot \frac{28}{7,28 \cdot 10^6} \text{ M/kcal} \dots = 0,15 \text{ M/t}$

4,05 M/t

6. Wie bei II. und III. 6. = 8,75 M/t.

V. Elektrischer Betrieb.

1. Nach Angabe von Trinks: Industrial Furnaces, New York 1925, Bd. 1, S. 131, beträgt der Stromverbrauch 335—400 kWh/t; ein deutscher Hersteller schätzt den Stromverbrauch auf nicht mehr als 400 kWh/t; nimmt man 400 kWh/t an, so folgt: $400 \text{ kWh/t} \cdot 0,04 \text{ M/kWh} = 16 \text{ M/t}$;

3. unbekannt; auf 1 M/t geschätzt;

4. $\frac{8000 \text{ M} \cdot 18 \text{ vH}}{300 \text{ Tage} \cdot 16 \text{ h/Tag} \cdot 0,13 \text{ t/h}} \dots = 2,31 \text{ M/t}$

5. $2,5 \text{ vH Abbrand} \cdot 140 \text{ M} \dots = 3,50 \text{ M/t}$
 Gutschrift für Abbrand-kcal:
 $1350 \text{ kcal/kg} \cdot 25 \text{ kg/t} \cdot \frac{0,04}{860} \text{ M/kcal} \dots = 0,16 \text{ M/t}$

3,34 M/t

6. $\frac{1 \text{ Mann} \cdot 0,7 \text{ M/h}}{0,13 \text{ t/h}} \dots = 5,38 \text{ M/t}$

Bei der Bewertung der einzelnen Beheizungsarten spielen noch andere, zahlenmäßig nicht immer erfaßbare Faktoren eine oft ausschlaggebende Rolle. Bei Verkürzung der Arbeitszeit würden sich die Wärmekosten bei

Rostfeuerung am stärksten und bei der elektrischen Wärmemaschine am wenigsten erhöhen. Bei häufigen Betriebspausen kann die schnellere Aufheizfähigkeit der Staubfeuerung gegenüber Rost- und Ölfeuerungen ins Gewicht fallen. Auch die gegenüber Rost- oder Ölfeuerung festgestellte gleichmäßigere und höhere Erhitzung des Einsatzes kann u. U. zugunsten von Kohlenstaub sprechen. Der Verwendung billiger Kohlen sind bei Kohlenstaub wegen 2. (s. S. 313/4) Grenzen gezogen; zudem würde die Ersparnis, wie Zahlentafel 28 zeigt, nicht sehr bedeutend sein. Von entscheidender Wichtigkeit ist häufig die Staub- und Rauchbelästigung. Sie hält sich bei nicht zu kleinen staubgefeuerten Öfen innerhalb des in Kleiseisenzeugwerkstätten und Maschinenfabrik-Schmieden üblichen Maßes. Bei stark mechanisierten Betrieben mit teuren und empfindlichen Arbeitsmaschinen bestehen jedoch Bedenken.

Das wirtschaftliche Anwendungsgebiet staubgefeuerter Kleinöfen läßt sich etwa wie folgt umgrenzen: Die Staubfeuerung ist wirtschaftlich in Anlagen mit einer größeren Anzahl von Kleinöfen oder dort, wo diese durch eine kleinere Zahl größerer Öfen ersetzt werden können. Nicht geeignet ist die Staubfeuerung bei ihrem heutigen Stand für Verfeinerungsbetriebe mit empfindlichen Arbeits- und Wärmemaschinen¹⁾. Für die letzteren kommen in erster Linie Koksgas und elektrischer Strom, ferner auch Ölfeuerung in Betracht.

XI. Staubfeuerungen in Metallhüttenwerken.

a) Hochöfen²⁾.

Mit der Einführung von Brennstaub in die Blasformen von Kupfer-, Nickel- oder Bleihochöfen wird zweierlei erstrebt: Erstens wie bei Eisenhochöfen (s. S. 245) höhere Wärmetönung und bessere Regelung der Verbrennung in der Schmelzzone und zweitens bei Betrieben, die von Kokskohlengruben weit entfernt sind, teilweiser Ersatz des Möllerkokes durch einheimische, als Staub eingeblasene Kohlen. Es treten jedoch ähnliche Schwierigkeiten wie bei Eisenhochöfen auf. Die bei vielen Hochöfen periodenweise auftretende Neigung zu trägem oder übermäßig flottem Ofengang wird durch den Staubzusatz leicht verschärft, anstatt wie erwünscht, abgeschwächt zu werden. Bei unregelmäßigem Ofengang muß der Staub daher häufig abgestellt oder sorgfältig geregelt werden. Ferner wird über Verschlackung der Formen geklagt.

Unter diesen Umständen ist es nicht überraschend, daß der Staubzusatz durch die Formen auf den meisten Werken nicht über das Stadium des Versuches oder periodenweiser Verwendung gediehen ist.

¹⁾ Siehe Bleibtreu: a. a. O.

²⁾ Siehe ferner: Mech. Engg. April 1920, S. 225; Engg. Min. Journ. 3. April 1920, S. 803ff.; Min. Metallurgy Okt. 1922, Nr. 190, S. 25/27.

Betriebsdaten:

1. Versuche an Kupferhochofen; 7,5 m hoch; 1,5 m l. \varnothing ; Staubzusatz durch 10 Formen; verkokter Staub in Gichtgas gefunden; Möllerkoks = 5,7 vH vom Möller 2 Wochen lang durch 3,8 vH Kohlenstaub ersetzt.

2. Hochofen zur Verhüttung von sulphidischen z. T. gerösteten Kupfer-Nickelerzen; 7,8 m hoch; 1,3 m l. \varnothing ; von 120 kg Stückkoks je 1 t Erzmöller 15 bis 20 kg durch Kohlenstaub ersetzt. Bei größeren Staubmengen Verstopfungsgefahr der Düsen.

3. Bleihochofen; 4 m hoch; 1,2 m l. \varnothing ; 7 monatiger Versuch; Schwierigkeit, hinreichend hohen CO-Gehalt vor Formen aufrechtzuerhalten; bei trägem Hochofengang wird die Luftaufnahme durch Brennstaubzusatz leicht noch mehr gedämpft; umgekehrt wird der Durchsatz bei zu flottem Ofengang noch mehr beschleunigt; 9 vH Stückkoks und 4 vH Kohlenstaub gegen vorher 13 vH Stückkoks; Durchsatz bei Staubzusatz um 6 vH gesunken. Staubfeinheit 25 vH Rückstand auf Sieb Nr. 80.

4. Kupferhochofen; 13 bis 14 t Stückkoks + 3 bis 7 t Kohlenstaub je 24 h gegen früher 24 bis 25 t Stückkoks/24 h.

b) Flammöfen.

Flammöfen dienen zum Erschmelzen von geröstetem Kupfererz auf Spur- oder Konzentrationsstein, sowie zum Erschmelzen von Schwarzkupfer aus Konzentrationsstein. Sie haben vor allem in Amerika größere Bedeutung erlangt, seitdem die Erze infolge zunehmender Aufbereitung häufig zu feinkörnig geworden sind, um in neuzeitlichen, mit hohen Gebläsedrucken arbeitenden Hoch- oder Schachtöfen ohne übermäßige Gichtstaubmengen verarbeitet werden zu können. In Amerika ist eine Anzahl der Flammöfen von Rost-, Öl- oder Generatorgas auf Kohlenstaub umgestellt worden.

Als Vorzüge der Staubfeuerung gegenüber Rost- und Generatorgasbetrieb sind zu nennen:

1. Verwendung billigerer Kohlen.
2. Verringerung der Brennstoffmengen.
3. Bessere Beherrschung der Flamme bezüglich Temperaturen, Länge und Flammenatmosphäre.
4. Leistungssteigerung, da wegen höherer Flammentemperaturen schneller eingeschmolzen und wegen besserer Regelbarkeit schneller fertig gemacht wird.
5. Lohnersparnis und gegenüber Generatorgas
6. niedrigere Anlagekosten.

Man verwendet Kohlen mit nicht zu niedrigem Gehalt an flüchtigen Bestandteilen (≥ 20 vH); bei Magerkohlen besteht die Gefahr, daß bei der Reduktionsarbeit, also bei Luftdrosselung, an Stelle hinreichender CO-Bildung Verluste durch unverbrannten Staub entstehen. Dem kann allerdings durch hohe Mahlfineinheit und hohe Flammenturbulenz

entgegengearbeitet werden. Übliche Mahlfeinheiten sind 15 vH Rückstand auf Sieb Nr. 70.

Für die Bauweise gilt im wesentlichen das gleiche wie für Flammöfen der Eisenindustrie, s. S. 298f. Wie bei diesen liegen die Stichlöcher in den Seitenwänden. Bei den Öfen der Abb. 188 und 189 werden 5 Brenner benutzt. Der Primärluftdruck beträgt 250 bis 400 mm WS.

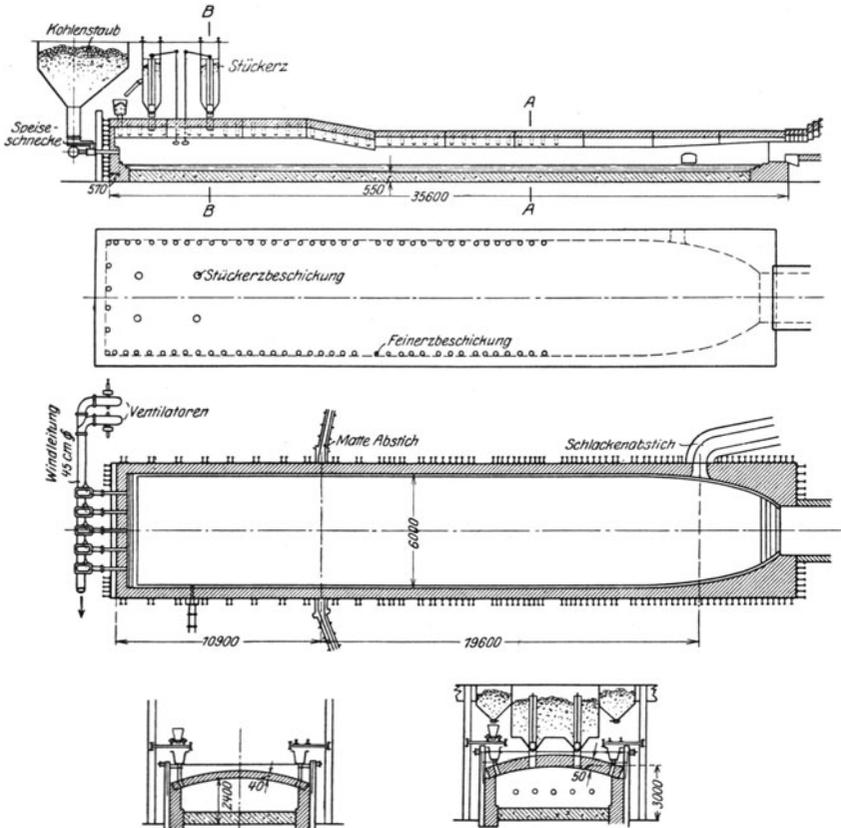


Abb. 188. Flammofen der Canadian Copper Co.

Wände und Decke bestehen aus Silika; die Stichlöcher werden von Chromstein eingefasst. Beim Ofen der Abb. 189 beträgt die Dicke der Wände 600 mm und der Decke rd. 500 mm. Der Herd besteht meistens aus einer 550 bis 700 mm starken Stampfschicht aus Quarzsand (Abb. 188) oder gebrochenen Silikasteinen (Abb. 189). Beim Ofen der Abb. 189 ruht der Herd auf einer 2 m starken Schlackengußbettung, die mit einer 100 mm starken Stampfmasse aus Ton abgedeckt ist. Die rd. 1,5 m voneinander entfernten Seitenanker reichen unten in die Schlacken-

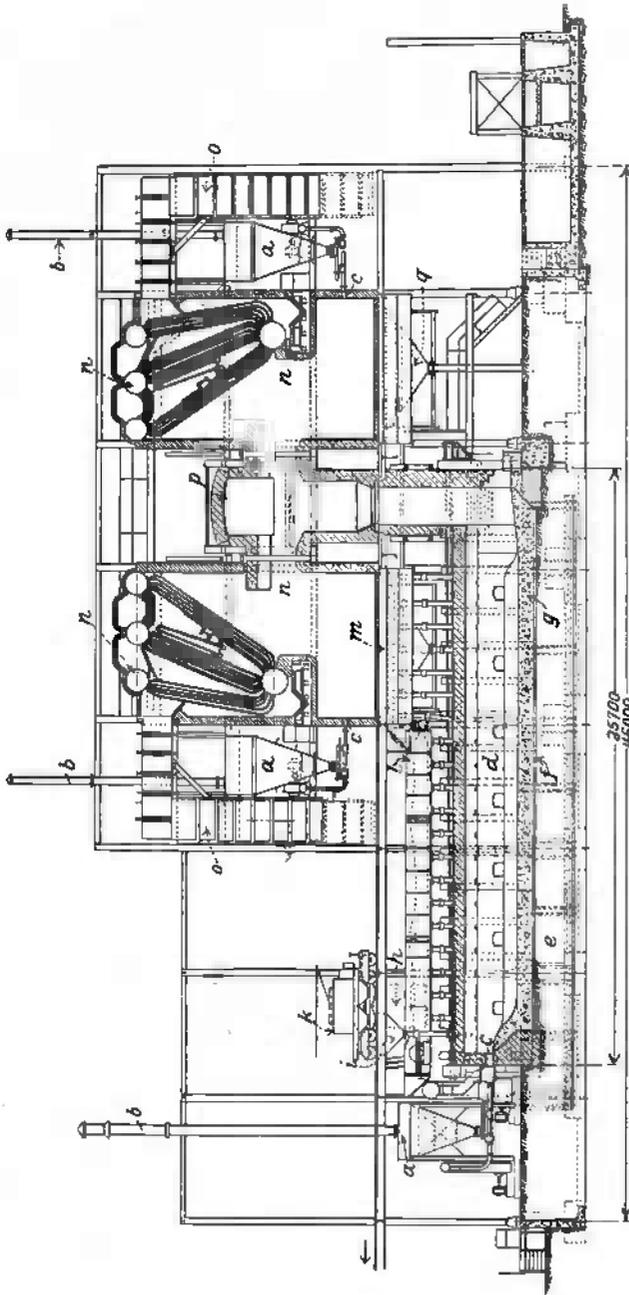


Abb. 189. Längsschnitt durch die Flammofenanlage der U. S. Metals Refining Co. in Carteret, N. J. 1)

Herdlänge	rd. 24000 mm
Herdbreite	6000 mm
Innenmasse	2400 mm

a Kohlenstaubbunker, b Lüftung für a_1 , c Kohlenstaubbrenner, d Flammofen, e Schlackenfluß von 2 m Dicke, f Tondecke von 100 mm Dicke, g Heerd aus gestampfter Silika, h Bunker für Restgut, i kleiner Bunker für Feinerz, j Schleppwagen, k Mühlenwagen, l Schlepplücken, m großer Bunker für Feinerz, n 716 m² Abblitzkessel mit Zusatzfeuerung, o Haupt-Rauchgasabzug, p Hilfs-Rauchgasabzug, q Aschentrichter.

1) Corwin, F. R.: Engg. Min. Journ. Press. 30. Jan. 1926.

bettung hinein; je zwei gegenüberliegende Anker sind durch V-förmig gebogene, in die Schlackenbettung eingegossene Rundeiseneinlagen von 65 mm \varnothing miteinander verbunden. Damit sich in Fuchs und Rauchgaszügen kein Flugstaub ansetzt und den Zug drosselt, ist namentlich bei silizösem Feinerz für möglichst große lichte Querschnitte zu sorgen. Der Fuchs sollte durch eine Einsteigtür leicht befahren werden können. Bei Abhitzkesseln ist ein Umgehungszug anzuordnen, der während der Kesselreinigung benutzt wird. Das Erz wird von Möllerwagen oder von Schleppketten auf eine Anzahl über dem Ofen befindlicher Bunker verteilt; es gelangt aus diesen durch sechszöllige, in der Ofendecke dicht eingepaßte Fallrohre in das Ofeninnere. Das stückige Gut wird gleichmäßig über den Vorderofen verteilt, während das Feinerz auf der ganzen Ofenlänge (Abb. 189) oder nur im vorderen Ofen (Abb. 188) dicht über beiden Seitenwänden eingeführt wird. Diese werden daher wirksam gegen Schlackenangriff geschützt. Gleichzeitig wird die Wärmestrahlung nach außen verringert.

Betriebsdaten:

1. Konzentrationsstein-Ofen. Herd 34 m·5,8 m innen; Einsatz 400 bis 450 t/24 h. Unterdruck an Stirnwand 6,5 mm, an Fuchs 30 mm WS. Einsatz und Staubverbrauch s. Zahlentafel 29.

Zahlentafel 29.

Ofen im Betrieb	28 Tage	31 Tage
Geröstete Erze	8580 t	9850 t
Schachtofenflugstaub	894 t	768 t
Röstofenflugstaub.	175 t	163 t
Konverterschlacke.	217 t	— t
Feinerz	1203 t	2093 t
Gesamter Einsatz.	11069 t	12874 t
Kohle	1950 t	1899 t
Einsatz pro 24 Stunden.	395 t	414 t
Kohle pro 24 Stunden	70 t	61 t
Kohle vH des Einsatzes.	17,7 vH	14,8 vH

Kohlenverbrauch bei Rostfeuerung 22 bis 25 vH; Brennstoffersparnis durch Kohlenstaubbetrieb rd. 30 vH; Kohlenstaub mit 17 bis 22 vH Asche ohne Schwierigkeiten verfeuert. Rauchgastemperatur am Fuchs von 1200 bis 1300° bei Rostbetrieb auf 920° bei Staubbetrieb gesunken. Ofendecke muß nach 2 Jahren ganz, gewisse Teile nach 6 bis 8 Monaten erneuert werden¹⁾.

2. Konzentrationsstein-Ofen. Herd 38 m·6,4 m innen; l. Höhe 2,6 m vorne, 0,7 m hinten. Einsatz 400 bis 450 t/24 h. Aschegehalt des Kohlenstaubes zwischen 8,1 und 20,9 vH. Kohlenverbrauch bei Rostfeuerung rd. 25 vH des Einsatzes, bei Stauffeuerung 14 bis 18,5 vH. Seitenwände angefressen, wo seitliche Beschickung fehlte. Vordere Ofendecke nach 3 Monaten etwa 5 cm ausgewaschen. Leistung der Abhitzekessel rd. 11 t Dampf/h; werden einmal je Monat gereinigt.

¹⁾ Am. Inst. Min. & Met. Engg. Jan./Febr. 1915.

3. Konzentrationsstein-Ofen; bei 450 t/24 h warm eingesetztem Rösterz 14 vH Kohlenstaubverbrauch. Bei rd. 900 t/24 h Einsatz, bestehend aus Konverterschlacke und Rösterz 8 vH Kohlenstaubverbrauch¹).

4. Versuche an Öfen zum Erschmelzen von Schwarzkupfer aus Konzentrationsstein und zum Spuren und Konzentrieren von Kupferstein beschreibt Rosin²).

c) Raffinieröfen der Kupferhütten.

Die Öfen sind dem Wesen nach Flammöfen und dienen zur Herstellung von Verkaufskupfer oder von Anoden für Elektrolytkupfer aus Rohkupfer. Sie sind in einer Anzahl deutscher und ausländischer Werke auf Kohlenstaub umgestellt worden. Die Vorzüge des Kohlenstaubbetriebes gegenüber Rost- und Generatorgasfeuerungen sind im wesentlichen die gleichen wie bei den unter b) S. 326 beschriebenen Flammöfen. Besonders wertvoll ist die unter 3. erwähnte gute Beherrschbarkeit der Flamme; sie ist einerseits über dem Vorderherd so heiß, daß schnell eingeschmolzen werden kann, andererseits aber auch so lang, daß das Bad am Ofenende leicht über der Schmelztemperatur des Kupfers, also über 1100° gehalten wird. Ferner läßt sich die Flammenatmosphäre leicht beherrschen (oxydierend beim Dichtpolen, reduzierend beim Zähpolen). An den Gehalt an flüchtigen Bestandteilen und den Feinheitsgrad des Kohlenstaubes sind daher die gleichen Anforderungen wie bei den unter b) genannten Flammöfen zu stellen. Aschengehalte von ≤ 8 vH sind erwünscht und von mehr als 15 vH zu vermeiden.

Der Ofen wird im wesentlichen nach den für Flammöfen der Eisenindustrie geltenden Grundsätzen ausgebildet. Ob die Feuerbrücke wie bei Abb. 170 beizubehalten oder Anordnungen nach Abb. 171 und 172 den Vorzug verdienen, ist noch nicht geklärt; jedoch scheint die Entwicklung mit der Vervollkommnung der Brenner zugunsten von Ofenköpfen ohne Feuerbrücke zu verlaufen. Außerdem finden sich Ofenköpfe nach Abb. 190 mit stehenden Brennern. Im wesentlichen dürften für die Frage, ob liegende oder stehende Brenner vorzuziehen sind, die für Stoßöfen (S. 270 bis 275) geltenden Ausführungen zutreffen. Daß bei Steiflammern wesentlich mehr Schlacke vor dem Bad abgeschieden wird, als bei liegenden Flammern, muß jedenfalls bezweifelt werden. Wichtig sind große lichte Querschnitte der Abgaswege und guter Kaminzug.

Betriebsdaten:

1. Raffinierofen nach Abb. 190. Feinheitsgrad 15 vH Rückstand auf Sieb Nr. 70 bei Steinkohle und 30 vH bei Braunkohle. Aschengehalt von mehr als 8 vH unerwünscht; bei 10 mm WS in Fuchs und 10 m/s Strömungsgeschwindigkeit.

¹) Nach Angaben der Fuller Lehigh Co.

²) Metall Erz (1924), Nr. 12, S. 277/300.

keit über Bad bleiben 25 vH der Asche auf Bad, weitere 25 vH in Abhitzekegel. Wenn genügend Kaminzug, keine schädliche Wirkung durch Asche oder Flammengase. Schwefel geht in Rauchgas über; S nur bei Einschmelzen von Cu aufgenommen, später nach Abdeckung des Bades kein Übergang von S; S-Gehalt in Kohle soll ≤ 2 vH sein.

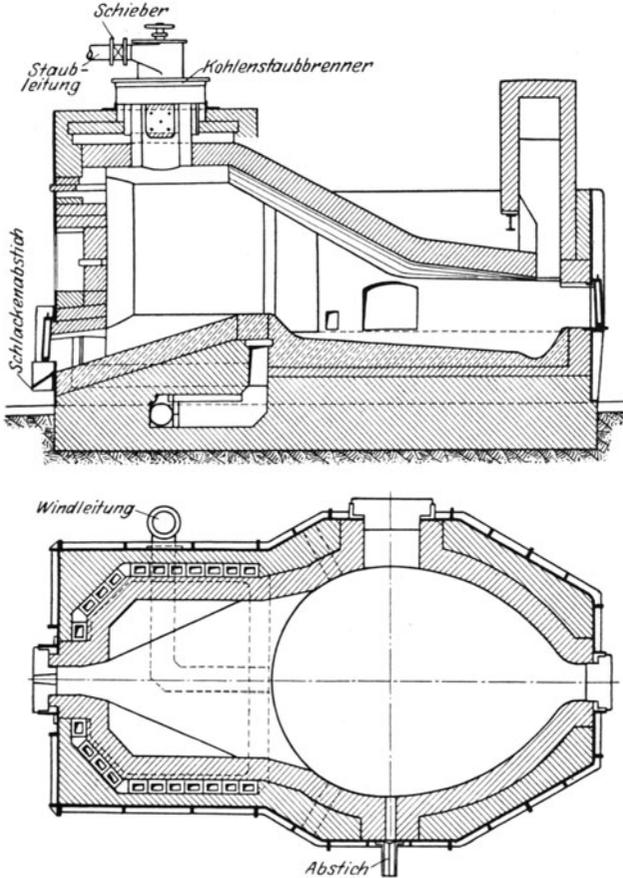


Abb. 190. Raffinierofen mit Strahlungskammer und luftgekühlten Wänden von Berg & Co. (Bergisch-Gladbach)¹⁾.

M ~ 1:125.

Alle Qualitäten hammergaren Kupfers bis zu Drahtmaterial höchster Leitfähigkeit herstellbar. Auch bei langer Gießzeit verändern sich Eigenschaften des zähgepolten Kupfers nicht. Kohlenstaubfeuerung steht bezüglich Qualitäten den bisherigen Feuerungen nicht nach.

Kohlenverbrauch gegenüber Rostfeuerung (Halbgas) um 10 bis 20 vH senkbar; bei Anthrazit war Kohlenverbrauch so hoch wie bei Halbgasbefuerung mit Flammkohle, nämlich 22 vH vom Ausbringen²⁾.

¹⁾ Waehlert: Metall Erz (1927), Nr. 11, S. 252/57.

²⁾ Waehlert: a. a. O.

2. Kohlenverbrauch von 11 vH bei Rostbetrieb auf 9 vH bei Staubbetrieb gesunken; Einschmelzzeit um 20 vH abgekürzt¹⁾).

3. Brennstoffersparnis bei Umstellung von rhein. Braunkohlenbriketts auf rhein. Braunkohlenstaub 10 bis 13 vH, entsprechend Staubverbrauch von 28 vH vom Ausbringen²⁾).

4. Drei 150 bis 200-t-Raffinieröfen, 10 bis 10,5 m lang; 3,5 bis 4 m breit; bei hochwertigem Konverterkupfer und Elektrolytkupfer 24 h, bei unreinem Konverterkupfer (95 bis 97 vH Cu) 30 bis 36 h Chargendauer; Kohlenverbrauch 12 bis 15 vH bei Fettnußkohle mit 23 bis 25 vH flüchtigen Bestandteilen und 5 bis 8 vH Asche, gegenüber 14 bis 15 vH bei Generatorgas.

Abhitzkessel, 40 m von Ofen entfernt, mit 300 und 275 m² Heizfläche; erzeugen bei Einschmelzen 3 bis 4 t Dampf/h, in Blaseperiode 2 bis 2,5 t/h und bei Polen und Gießen 1 t/h; je kg Kohle i. M. 2 bis 4 kg Dampf erzeugt.

Halbarkeit der Öfen etwas geringer als bei Generatorgas.

Qualität gegenüber Generatorgasbetrieb nicht verschlechtert; rd. 50 vH der Kohlenasche bleibt auf Bad; ist gering verglichen mit Raffinationsschlacke³⁾).

5. Magerfeinkohle von 8 bis 9 vH flüchtige Bestandteile und 9 bis 13 vH Asche in Raffinieröfen ohne Schwierigkeiten verwendet, wenn Öfen mit Vorkammer ausgerüstet sind; sonst Hochofengaszusatz zwecks Zündung nötig⁴⁾).

6. Kohlenverbrauch von rd. 25 vH bei Rostfeuerung auf rd. 15 vH bei Staubbetrieb gesunken; Schwefel \leq 2 vH, Asche \leq 8 vH gefordert. Abkürzung der Einschmelzzeit wegen hoher Flammentemperaturen, und der Raffinationsperiode wegen guter Regelbarkeit⁵⁾).

7. 180 t-Raffinieröfen; 21 Hitzen je Monat bei kaltem Einsatz; Brennstoffverbrauch 10 vH im Monatsmittel; bei Chargen, die infolge von Störungen der Gießmaschine länger im Ofen bleiben mußten, 15 vH; mittlere Chargendauer 22½ h⁶⁾).

d) Andere Ofenarten.

Außer den unter a) bis c) genannten Ofenarten werden noch folgende Öfen mit Kohlenstaub beheizt:

1. Drehrohröfen; auf einem deutschen und einem amerikanischen Werk zum Rösten bzw. Reduzieren von Zinkerzen. Das deutsche Werk benutzt Braunkohlen-, das amerikanische Steinkohlenstaub. Staubgefeuerte Drehrohröfen werden ferner für die Verflüchtigung von Metallen aus Erzen, Schlacken und Rückständen nach dem Wälzverfahren⁷⁾ des Krupp-Gruson Werks und der „Metallbank und Metallurgischen Gesellschaft“ benutzt. Da die Staubfeuerung nur periodisch betrieben wird, und hohe Flammentemperaturen schädlich sind, verwendet das Krupp-Gruson Werk eine am Brennrohr eingebaute Blende. Der untergeordneten Bedeutung der direkten Beheizung entsprechend werden Einzelmöhlen ohne Staubbunker (direktes Aufbereitungsverfahren) verwendet.

¹⁾ Steele: Transact. Am. Inst. Min. Engg. (1925), S. 972ff.

²⁾ Waehlert a. a. O. ³⁾ Wohlwill: Metall Erz (1927), Nr. 11, S. 257/60.

⁴⁾ Horalek: Metall Erz (1927), Nr. 11, S. 260.

⁵⁾ Min. Metallurgy 227 (1925), S. 572/3.

⁶⁾ Angabe der Fuller-Lehigh Co.

⁷⁾ Johannsen: Metall Erz (1927), Nr. 17, S. 425.

2. Je ein Belgischer Retorten- und Rundröstofen sind auf einer amerikanischen Zinkhütte vorübergehend mit Staub betrieben worden. Trotz erheblicher Brennstoffersparnis gegenüber Handfeuerung wurde später zu Öl- bzw. Naturgasheizung übergegangen.

3. Anaconda-Röstöfen (abgeänderte Mc Dougalöfen) zum Rösten von Zinkkonzentraten auf einer amerikanischen Zinkhütte.

4. Zündöfen für Dwight-Lloyd-Sinteranlagen auf je einem deutschen, einem nord- und einem südamerikanischen Hüttenwerk. In der deutschen Anlage wird Braunkohlen-, in den amerikanischen Werken Steinkohlenstaub benutzt.

5. Zink- (Galvanisier-) und Zinntopföfen. Die aus der vorgebauten Brennkammer austretenden Heizgase umspülen die Seiten, zuweilen auch den Boden des Topfes.

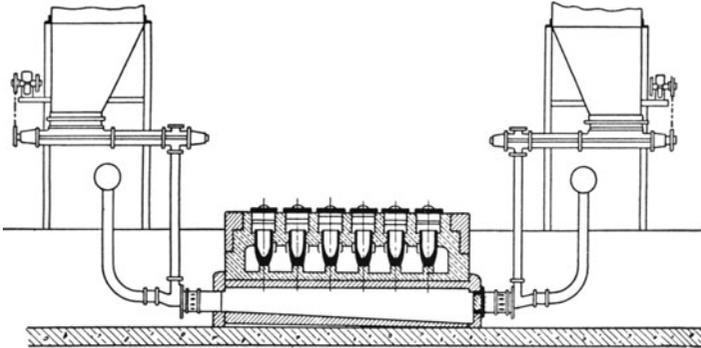


Abb. 191. Tiegelschmelzöfen mit Unterfeuerung (Fuller Lehigh Co.).

6. Tiegelschmelzöfen. Öfen für mehrere Tiegel können nach Abb. 191 mit zwei oder mehreren gegenläufigen Brennkammern ausgebildet werden.

Für Öfen mit nur einem Tiegel haben sich zylindrische, den Tiegel aufnehmende Brennkammern bewährt. Der Staub tritt am Boden durch zwei tangential angeordnete Flachbrenner ein. Die Flamme umspült den Tiegel schraubenförmig. Ein amerikanisches Werk hat bei sehr feinem Staub folgende Erfahrungen gemacht¹⁾:

Staubfeinheit des aus gewöhnlicher Steinkohle hergestellten Staubes entspricht 0 vH Rückstand auf Sieb Nr. 80; infolge großer Feinheit leichte Zündung auch bei kaltem Ofen; durchsichtige heiße Flamme; Einsatz: Aluminium, Messing und Bronze. Bei sehr heißem Metall rd. 0,35 kg, bei großen Stücken 0,17 kg, im Mittel 0,25 kg Staub je kg Schmelzgut; 90 kg Rotguß, im kalten Ofen eingesetzt, nach 45 Minuten gießfähig, die folgenden Chargen in 30 Minuten. Aluminium, im kalten Ofen eingesetzt, in 20 Minuten gießfähig. Haltbarkeit der Brennkammer 6 Monate, der Tiegel bei Rotguß 130 bis 140 Hitzen; Tiegel sind danach

¹⁾ Black und Shafer: Met. Ind., New York 23 (1925), Nr. 10, S. 403/4.

noch für Aluminium brauchbar. Gerühmt werden schnelle Hitzen und heiße Schmelzen.

Ferner werden Herdschmelzöfen nach b) für Zinn und Zinnschlacke sowie zum Raffinieren von Blei und Nickeloxyden verwendet.

Schließlich finden sich noch in verschiedenen weiterverarbeitenden Metallwerken Blockwärm-, Stoß- und Rollöfen, sowie Glühöfen. Sie unterscheiden sich von den gleichnamigen Öfen der Eisenhüttenwerke nur unwesentlich.

XII. Das wirtschaftliche Verhältnis der Staubfeuerung zu anderen Feuerungsarten in der Hüttenindustrie.

Bevor man bei einem bestimmten Ofen oder einer bestimmten Ofengruppe in eine sorgfältige Wirtschaftlichkeitsuntersuchung des Kohlenstaubbetriebes eintritt, sollte man sich in großen Zügen darüber klar werden, in welchem Werksbetrieb und bei welcher Ofengruppe Kohlenstaub die größten Vorteile zu versprechen scheint. Als Anhalt mögen die folgenden Richtlinien dienen:

a) Vergleich mit Generatorgasfeuerungen und Rost- oder Halbgasfeuerungen.

Die Wärmekosten je t Ausbringen werden bestimmt durch:

1. den Wärmepreis der Kohle in $M/l \cdot 10^6$ kcal bei ihrer Anlieferung im Werk. Er ist bei Staubbetrieb häufig am niedrigsten, weil an Stückgröße, Gehalt an flüchtigen Bestandteilen, Heizwert und zuweilen auch an dem Aschegehalt weniger scharfe Anforderungen als bei Generatoren und Rosten gestellt werden dürfen und daher eine billigere Kohle bezogen werden kann;

2. den Wärmepreis des Brennstoffes, ausgedrückt im $M/l \cdot 10^6$ kcal, bei seiner Anlieferung an der Feuerung. Er erhöht sich bei gleichem Anlieferungspreis der Kohle frei Werk gegenüber der Rostfeuerung bei Kohlenstaub um die Aufbereitungskosten und bei Generatorgas um die Vergasungskosten, Zahlentafel 19. Die Aufbereitungskosten sind fast immer geringer als die Vergasungskosten, und zwar ist der Unterschied um so größer, je häufiger und länger Leerlaufpausen und Mengenschwankungen in der Staub- bzw. Gasentnahme auftreten; in diesen Fällen treten nämlich bei der Staubaufbereitung nur geringfügige, bei der Vergasung dagegen erhebliche Zusatzverluste auf;

3. den Wärmebedarf des Ofens, ausgedrückt in kcal je t Ausbringen. Er zerfällt in den Wärmebedarf während der Arbeitszeit und den Wärmebedarf bei Leerlauf. Der erste Betrag müßte zwar bei der Staubfeuerung wegen ihrer höheren Temperaturen und besseren Regelfähigkeit niedriger sein als bei den beiden andern Feuerungen. In

Wirklichkeit ist der Unterschied nur gering, und zwar vor allem deshalb, weil bei Kohlenstaub in der Regel keine oder nur geringe Luftvorwärmung angewendet wird. Bei Kleinf Feuerungen ist der Wärmebedarf der Staubfeuerung u. U. sogar größer als bei Generatorgas. Der Leerlauf-Wärmebedarf ist bei Kohlenstaubbetrieb wegen seiner kurzen Anheizzeiten bedeutend geringer als bei den beiden anderen Feuerungsarten. Kohlenstaub bietet also in bezug auf den gesamten Wärmeaufwand um so größere Ersparnismöglichkeiten, je häufiger und länger Leerlaufpausen auftreten;

4. die Ofenlöhne je t Ausbringen. Sie sind bei Rostfeuerungen am höchsten und bei Staubfeuerungen niedriger als bei Generatorgasfeuerungen, wenn der Staubbetrieb eine Erhöhung des Ofendurchsatzes mit sich bringt;

5. den Abbrand; er ist in der Regel geringer als bei Rostbetrieb und etwa eben so hoch wie bei Generatorgas.

6. Kapitaldienst, Unterhaltungskosten und Kraftbedarf des Ofenspielen in den Wärmekosten nur eine untergeordnete, bei ersten Über schlägen zu vernachlässigende Rolle.

Von den unter 1 bis 5 aufgezählten Einflüssen machen sich bei Übergang zu Staubbetrieb geltend:

bei Walzwerköfen vor allem 1, weniger 2 und gegenüber Rostbetrieb noch 4 und 5;

bei Groß-Schmiedöfen 1, 3, 4 und gegenüber Rostbetrieb 5;

bei stark periodisch arbeitenden Glüh- und Herdschmelzöfen vor allem 2, 3 und 4, weniger dagegen 1;

bei Kleinöfen 4 und gegenüber Generatorgas auch 2.

Die Leistungsfähigkeit des Ofens steigt bei Übergang zu Staubbetrieb bei stark periodisch arbeitenden Öfen, wie Glüh-, Schmied- und Herdschmelzöfen stärker als bei Walzwerköfen mit durchlaufendem Betrieb.

Die Güte des Wärmegutes wird wegen der besseren Beherrschbarkeit der Staubflamme bei Herdschmelzöfen, Glühöfen und Schmiedöfen verbessert. Allerdings sind der Staubfeuerung wegen der Einwirkung der Asche auf den Einsatz bei gewissen Walzwerksqualitäten, bei Kleinöfen und bei Siemens-Martinöfen mehr oder weniger enge Grenzen gezogen.

Die Umstellwürdigkeit der wichtigsten Ofenarten hat meistens folgende Reihenfolge (s. Tabelle auf S. 336).

Bei Umstellungsplänen dürfen selbsttätige Stochvorrichtungen für Generatoren und maschinell betriebene Rostfeuerungen (Stoker) nicht unberücksichtigt bleiben¹⁾. Die selbsttätigen Generatorstocher sind in Amerika verbreitet und werden neuerdings auch auf einigen deutschen Werken benutzt. Sie erzielen bedeutende Leistungssteigerungen (bis zu 100 vH oder bis zu 150—200 kg/m² · h

¹⁾ Bleibtreu: Mitteilungen 74 der Wärmestelle des Vereins deutscher Eisenhüttenleute.

Eisenhüttenwerke	Eisen- und Stahlgießereien	Metallhüttenwerke Weiterverarbeitende Metallindustrie
Weiterverarbeitende Industrie		
Walzwerköfen (insbesondere Stoßöfen)	Glühöfen	Herdschmelzöfen
Glüh- und Vergütungsöfen	Herdschmelzöfen	Wärm- und Glühöfen
Schmiedöfen		Rostöfen
Kleinöfen		

Schachtdurchsatz) bei gleichzeitig verbesserter Gaszusammensetzung. Ein Mann kann 2 bis 4 Generatoren von je 3 m Schachtdurchmesser bedienen. Randschlacke und Asche werden jedoch nach wie vor von Hand entfernt. Nachteilig ist die Neigung zur Verstaubung der Gasleitungen. Rentabilitätsrechnungen zeigen in der Regel, daß der Einbau selbsttätiger Stoker nur dann dem Übergang zum Staubbetrieb vorzuziehen ist, wenn keine billigere, als Staub zu verwendende Kohle erhältlich ist, oder wenn nur knappe Geldmittel zur Verfügung stehen. Die „Stoker“ (meist als Unterschubfeuerungen ausgebildet) haben sich bisher nur in Amerika durchsetzen können. Sie verlangen eine gleichmäßig gestückte, nicht stark schlackende und daher meist teure Kohle.

b) Vergleich mit Koksofengas-, Hochofengas- und Mischgasfeuerungen.

Koksofengas ($H_u = \text{rd. } 4200 \text{ kcal/m}^3$) und Hochofengas ($H_u = \text{rd. } 900$ bis 1100 kcal/m^3) haben als Neben- oder Kupplungsprodukte der Zechen- oder Hüttenkokereien und der Hochofenwerke nicht wie Kohlenstaub Gesteungskosten, sondern lediglich einen durch Angebot und Nachfrage gegebenen Marktwert. Er richtet sich nach dem jeweiligen Anlieferungspreis der Kohle frei Hütte und wird meistens so bemessen, daß der Preis für 1000 Gas-kcal gleich ist dem Preis für 1000 Kohlen-kcal mal einer Wertziffer¹⁾.

¹⁾ Die Wertziffer gibt, wenn man sie mit dem Heizwert des Gases (in 10^3 kcal) und dem Preis frei Werk für 1000 kcal Ofenkohle multipliziert, unmittelbar an, wieviel man für 1 m^3 Gas bei der betreffenden Verwendung bezahlen kann. Die Wertziffer hängt natürlich auch von der Art der mit Gas konkurrierenden Kohlenfeuerung ab; sie ist gegenüber Kohlenstaub niedriger als gegenüber Generatorgas. In den „Anhaltzahlen für den Energieverbrauch in Eisenhüttenwerken“, herausgegeben vom Verein deutscher Eisenhüttenleute, finden sich die folgenden, die Kohlenstaubfeuerung noch nicht berücksichtigenden Wertziffern:

für Koksofengas:

bei Martinöfen	1,8—1,9
„ Schmied- und Schweißöfen	1,5—2,0
„ Walzwerköfen	1,4—1,6
„ kommunaler Versorgung frei Hausanschluß	5,0—10,0
„ Wärmemaschinen der weiterverarbeitenden Industrie	2,0—4,0

(Fortsetzung s. S. 337)

Hochofengas besitzt wegen seines niedrigen Heizwertes nur geringe Förderwürdigkeit und kann daher nur auf dem Hüttenwerk oder auf der benachbarten Kokerei verwendet werden. Es bedarf ferner bei Öfen mit hohen Arbeitstemperaturen mehr oder weniger großer Koksofengaszusätze. Das so entstehende Mischgas hat Heizwerte von 1500—3000 kcal/m³. Zur Koksofenbeheizung, sowie für Glüh- und Vergütungsöfen eignet sich reines Hochofengas dagegen vorzüglich.

Im Gegensatz zu Hochofengas ist Koksofengas in allen Öfen zu verwenden; es ist außerdem im hohem Maße förderwürdig. Es kann daher nicht nur in Kokerei und Hüttenwerk verbraucht, sondern auch nach außen als Ferngas abgegeben werden.

Die Staubfeuerung hat nun in gemischten Hüttenwerken die folgende doppelte Bedeutung:

I. Sie kann Koksofengas freimachen, wenn sein Verkauf als Ferngas lohnender ist, als die Verwertung im eignen Betrieb.

Beispiele:

1. Walzwerköfen werden von Koksofengas auf Kohlenstaub umgestellt.

Vorteile: Das freigewordene Koksofengas kann als Ferngas verkauft oder in der eignen Weiterverarbeitung (z. B. in Verfeinerungsbetrieben mit Wärmemaschinen (s. S. 324) usw.) benutzt werden.

2. Walzwerköfen werden von Mischgas auf Kohlenstaub umgestellt.

Vorteile: Das freigewordene Koksofengas wird wie bei 1 verwendet; das freigewordene Hochofengas dient zur Beheizung von Koksofen oder Glühöfen. Dadurch wird weiteres Koksofengas frei, bzw. grüne Kohle für Generatoren oder Roste gespart.

3. Walzwerköfen werden von reiner Hochofengasbeheizung auf Kohlenstaubfeuerung umgestellt.

Vorteile: Das freigewordene Hochofengas dient zu Koksofenbeheizung, das dadurch freigewordene Koksofengas wird wie bei 1 benutzt. Die Walzwerköfen werden einfacher und billiger, da die Regeneratoren fortfallen. Schnelleres Anheizen, höhere Temperaturen und Leistungssteigerung der Walzwerköfen.

4. In den Fällen 2 und 3 kann das freigewordene Hochofengas auch zur Beheizung von Kesseln benutzt werden, so daß Stochkohle und Heizerlöhne gespart werden.

II. Die Staubfeuerung kann die Verwendungsmöglichkeiten von Hochofengas erweitern. Gemischte Hüttenwerke müssen häufig große Hochofengasmengen unausgenutzt entweichen lassen. Diesem Übelstand kann zuweilen durch eine Vereinigung von Staub- und Hochofengasfeuerung abgeholfen werden.

Beispiele:

1. In den Fällen I 1 bis 3 kann an die Stelle der reinen Staubfeuerung auch die gleichzeitige Beheizung durch Staub und Hochofengas treten. Der Staub

für Hochofengas:

bei Dampfkesseln	0,9—1,4
„ Martinöfen (bei Mischung mit Koksofengas)	1,5—1,8
„ Koksofenbeheizung	1,3—1,8
„ Wärm-, Glüh- und Schweißöfen	1,0—1,5

gleicht dabei etwaige Mengenschwankungen des Hochofengases aus und dient wie Koksofengas als Anreicherungsmittel des Hochofengases.

2. Martinöfen werden mit Koksofengas oder Mischgas betrieben. Sie könnten nach S. 259/60 und 267 so umgestellt werden, daß der Herd mit Kohlenstaub oder mit Hochofengas und Kohlenstaub beheizt wird, während die Luft in gewöhnlichen oder Cowper-artigen Kammern durch Hochofengas erhitzt wird; die Abgase des Oberofens gehen durch Abhitzekegel.

Vorteile: Das freigewordene Koksofengas wird wie bei I 1 verwendet. Etwaige Hochofengasüberschüsse werden ausgenützt. Erhöhung der Abhitzedampfmengen.

3. Die Hochofengasüberschüsse können, sofern sie nicht zweckmäßiger in Öfen oder Gasmaschinen untergebracht werden, auch in den Dampfkesseln des Hüttenkraftwerks verwendet werden. Diese sind gleichzeitig mit Kohlenstaubfeuerung auszurüsten, um 1. die Verdampfungsleistung zu erhöhen und dadurch die Kapitalquote zu erniedrigen und um 2. die sogenannten „Gastäler“ auszufüllen¹⁾. Ob derartige Kraftwerke gegenüber Gasmaschinen oder Bezug von Fremdstrom wirtschaftlich sein werden, hängt vor allem davon ab, ob sich

a) die trockne Abscheidung der aschehaltigen Feinkohle durch Windsichtung vor der Kohlenwäsche einführen wird. Erhoffte Vorteile sind: Leistungssteigerung der Setzkästen der Wäsche, Verringerung der Schlammengen, höheres Waschkohlenausbringen bei geringerem Aschegehalt und billiger Kohlenstaub als Nebenzeugnis.

b) die Kupplung der Hüttenkraftwerke untereinander und mit öffentlichen Großkraftwerken einbürgern wird. Vorteile wären: Größere Betriebssicherheit und billigere Krafterzeugung, teils weil die Kraftwerke besser ausgenutzt werden, teils weil stets die wirtschaftlichsten Kraftmaschinen in Betrieb bleiben. Da in den kommenden Jahren mit einer weiteren bedeutenden Steigerung des Strombedarfs der Industrie und der Städte zu rechnen ist, verdient der Kuppelungsgedanke besondere Beachtung. Er ist in der Luxemburgischen und Belgischen Schwerindustrie bereits verwirklicht worden, ohne daß allerdings bisher Kohlenstaub in größerem Maßstab angewendet worden wäre. Die Kraftwerke der verschiedenen großen Hüttenwerks-Konzerne sind untereinander und mit der öffentlichen Stromversorgung verbunden. Austausch und Abgabe von Energie wird von einer Befehlsstelle in Lüttich geregelt; diese teilt den angeschlossenen Hüttenwerken auch mit, welche Kraftmaschinen laufen sollen.

In den Fällen II, 1. bis 3. wird es meistens genügen, wenn das Hochofengas nur vorgereinigt wird. Damit die Brenner jedoch nicht verschmutzen, muß die Gastemperatur über dem Taupunkt liegen.

¹⁾ Siehe S. 428.

Dritter Abschnitt.

I. Staubfeuerungen für ortsfeste Dampfkessel¹⁾.

a) Verbreitung.

In Deutschland waren zu Beginn des Jahres 1928 schätzungsweise rd. 340 kohlenstaubgefeuerte Kessel mit etwa 175000 m² Heizfläche im Betrieb; hiervon entfallen auf den Bergbau allein rd. 50000 m² und auf reine Kraftwerke rd. 89000 m² ²⁾. Die Mehrzahl der Anlagen enthält kleinere, zum Teil von Hand- oder Rostbetrieb umgestellte Kesseleinheiten von 250—400 m² Heizfläche. Erst neuerdings sind auch ausgesprochene Großkessel mit 1000—2000 m² Heizfläche hinzugetreten; sie finden sich u. a. im Klingenberg-Kraftwerk der „Bewag“ bei Berlin, im Cuno-Kraftwerk des Kommunalen Elektrizitätswerks „Mark“ in Herdecke bei Hagen, sowie in den Kraftwerken Böhlen und Hirschfelde der A.-G. der Sächsischen Werke.

Sieht man von den Kesseleinheiten mit weniger als 450 m² Heizfläche ab, so werden in den Vereinigten Staaten Ende 1927 rd. 770000 m² Heizfläche in rd. 300 Anlagen mit Kohlenstaub geheizt³⁾. Im Bergbau haben bereits 1/3 aller Unternehmen neben anderen Feuerungen auch Kohlenstaubfeuerungen in Betrieb.

In den letzten Jahren hat das direkte Aufbereitungsverfahren allgemein und vor allem in Amerika größere Verbreitung gefunden. Dort entfallen von den obigen 770000 m² Heizfläche rd. 420000 m²

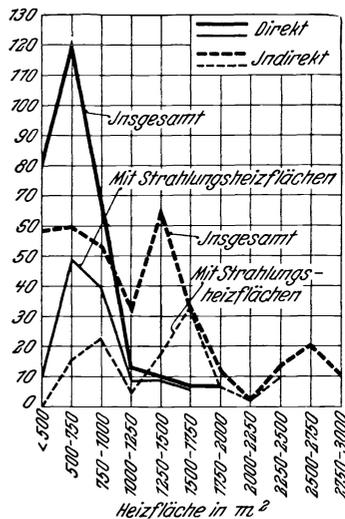


Abb. 192. Verbreitung kohlenstaubgefeuerter Kessel von mehr als 450 m² Heizfläche in den Ver. Staaten, geordnet nach direktem oder indirektem Aufbereitungsverfahren sowie nach Brennräumen mit oder ohne Strahlungsheizflächen.

¹⁾ Lesern, die sich nur einen allgemeinen Überblick über Entwicklung, Bauweise und Anwendung staubgefeuerter Kessel verschaffen wollen, wird empfohlen, sich auf die Abschnitte a), b), l), p) und q) bzw. r) zu beschränken.

²⁾ Arch. Wärmewirtsch. 9 (1928), Nr. 10.

³⁾ Nat'l El. Light Ass., Pulv. Fuel, New York, Aug. 1927.

auf das indirekte und rd. 350000 m² auf das direkte Verfahren. Bei diesem finden sich mittlere Kohlenfeuchtigkeiten zwischen 3 und 7 vH, während unter den indirekt arbeitenden Anlagen nur 73 vH Kohlentrockner haben. Der Kesselgröße nach findet die direkte Aufbereitung bei Einheiten von 500—750 m², die indirekte Aufbereitung bei 1250 bis 1500 m² ihre größte Verbreitung (Abb. 192). Dementsprechend wiegt das direkte Verfahren in industriellen Betrieben, das indirekte Verfahren in reinen Kraftwerken vor. Neuerdings kommt jedoch auch bei Kessel-einheiten bis zu 2000 m² das direkte Verfahren zur Anwendung; so werden z. B. die vier 1208 m² Sektionalkessel des Cunowerks bei Hagen von je zwei Dreivalzen-Ringmühlen ohne Zwischenbunker versorgt.

b) Beschreibung von Feuerung und Kessel.

1. Wasserrohrkessel. Eine der ersten erfolgreichen Feuerungen (Abb. 193), die von 1916—1921 auf den American Locomotive Works in Schenectady ohne große Unterhaltungskosten unter einem 280 m² Kessel in Betrieb war, läßt bereits eines der wichtigsten Merkmale der Kohlenstaubfeuerung, den großen Brennraum, erkennen.

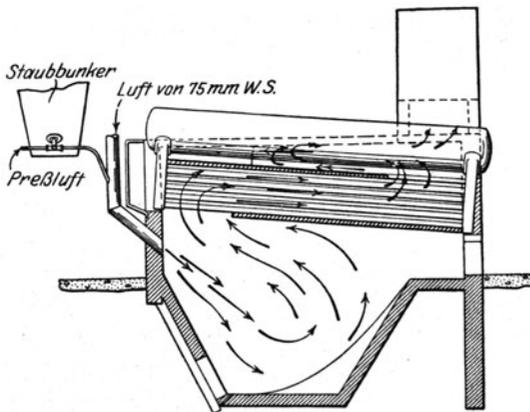


Abb. 193. Veraltete Kohlenstaubfeuerung amerikanischer Herkunft¹⁾.

Dagegen ist die von der Flamme angestrahlte Heizfläche viel zu gering; infolgedessen treten bereits bei niedrigen Brennraumbelastungen hohe, die Wände gefährdende Temperaturen auf. Der Kessel kann daher nach heutigen Begriffen nur schwach belastet werden. Daß man die angestrahlte Heizfläche nicht durch Vergrößerung des

„Kammermauls“ vermehrte, lag nicht, wie häufig geglaubt wird, so sehr an einer Unterschätzung des strahlenden Wärmeübergangs, als vielmehr an der Angst, bei Vergrößerung des Kammermauls könnte die Flamme rauchig werden oder sogar verlöschen. Bei der in jener Zeit noch häufigen Mangelhaftigkeit von Staubfeinheit und Turbulenzgrad waren diese Befürchtungen durchaus berechtigt. Ähnliche Ausführungen mit schräg nach unten gerichtetem Brenner und nach oben abbiegender Flamme sind in der Folgezeit noch häufig gebaut worden.

¹⁾ Coutant: Power, 5. April 1927, S. 529.

Um auch bei größeren Einheiten hinreichende Brennräume zu schaffen, mußte man den Brennraum nach vorn vorspringen lassen; ferner mußte der Kessel gehoben werden. Dabei hat die zuerst als Lopulco-Feuerung bekannt gewordene Anordnung mit senkrechter Umkehrflamme und wagerechter Sekundärluftzuführung durch die Stirnwand die größte Verbreitung gefunden (s. Abb. 136 b und 137). Unter den Brennkammern mit wagerechten Brennern verdient vor

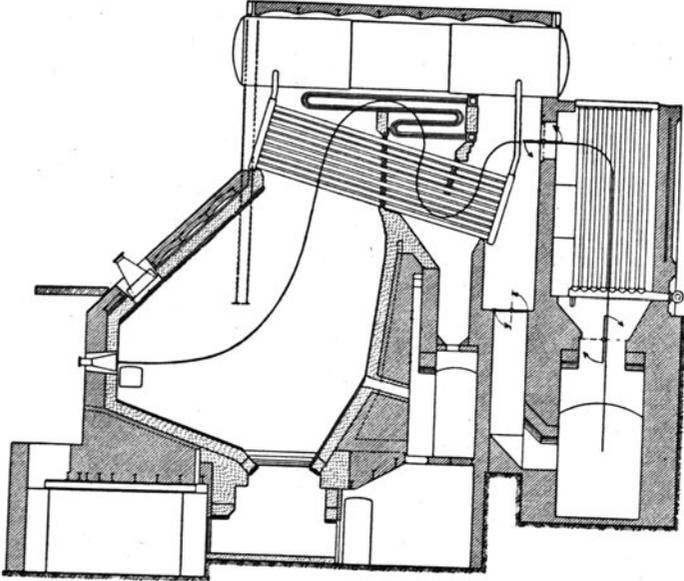


Abb. 194. Schrägrohrkessel mit Haackscher Brennkammer¹⁾.

allem die Anordnung von Haack (Abb. 194) Beachtung; bei ihr liegt das Bestreben zugrunde, die Brennraumquerschnitte dem Flammenvolumen anzupassen, ohne daß unnötige tote Räume entstehen.

Durch große Brennräume und Vergrößerung der angestrahnten Heizfläche gelang es, die Heizflächenbelastung im Dauerbetrieb auf $20\text{--}25\text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ und vorübergehend auf $30\text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ zu treiben. Der Granulier- oder Kühlrost (Abb. 195) brachte nur eine geringe Leistungssteigerung mit sich, erleichterte aber die trockene Entschlackung der Brennkammer. Die Luftkühlung der Wände (Abb. 195) war insofern ein beachtlicher Fortschritt, als sie eine weitere Erhöhung der Heizflächenbelastungen auf $35\text{--}40\text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ erlaubte, ohne daß die Wände unter dem Angriff flüssiger Schlacke litten.

Die Kühlluft wird entweder durch den im Brennraum herrschenden Unterdruck angesaugt oder mit einem Ventilator zugeführt. Sie tritt

¹⁾ Arch. Wärmewirtsch. 7 (1926), Nr. 10, S. 279.

zu beiden Seiten der Brennkammer im hinteren Teil der Wände ein, gelangt in wagerechten Strömen zur Stirnwand, durchfließt sie und tritt durch ihre Sekundärluftöffnungen in den Brennraum ein, Abb. 195. Wenn, wie bei gasreichen Kohlen, die meiste Luft durch die Brenner geschickt wird, durchstreicht sie, unten eintretend, die Brennkammerwände in senkrechter Richtung (Abb. 198). Wird die Luft von außen angesaugt,

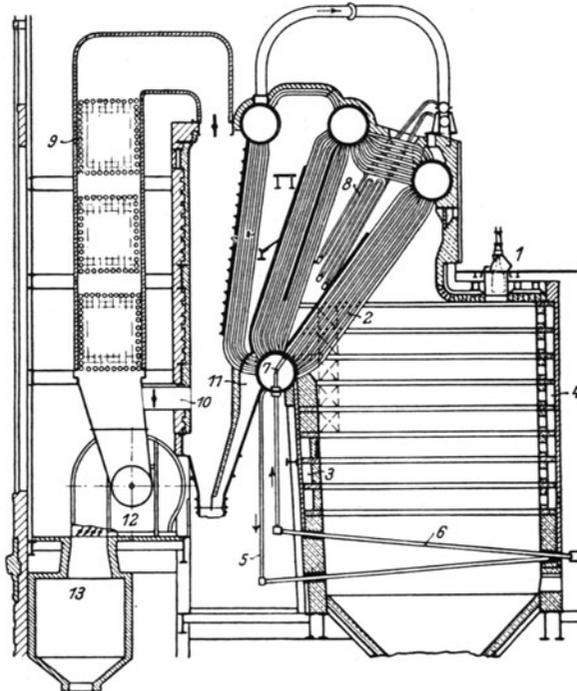


Abb. 195. Steilrohrkessel mit Kühlrost und wassergekühlten Wänden auf dem Middeltown-Kraftwerk¹⁾. 1 Brenner, 2 vorderes Wasserröhrbündel, 3 u. 4 Kanäle für Sekundär-Verbrennungsluft, 5 Fallrohr zu 6, 6 Kühlrost, 7 Steigrohr zu 6, 8 Überhitzer, 9 Ekonomiser, 10 Rauchgasumführungskanal, 11 Aschenabfuhr aus dem zweiten und dritten Zug, 12 Saugzugventilator, 13 Sammelfuchs.

so erhalten die in den Seitenwänden angebrachten Eintrittsöffnungen zuweilen Türen, die mit Federn versehen sind und je nach dem Unterdruck mehr oder weniger große Eintrittsquerschnitte freigeben. Zuweilen wird auch der Aschentrichter mit in den Kühlluftkreislauf eingeschlossen; er wird in einigen Fällen mit wärmeleitfähigen Carborundumsteinen belegt (Abb. 201).

Bei kleineren Kesseln, wie sie in Fabriken üblich sind, und bei denen Heizflächenbelastungen von mehr als $25\text{--}30\text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ selten gefordert werden, kann die Kühlung der Wände stark eingeschränkt werden, vor

¹⁾ Nat'l El. Light Ass.; Pulv. Fuel, New York, September 1924, S. 5.

allem wenn, wie bei Steilrohrkesseln, verhältnismäßig große Teile der Kesselheizfläche angestrahlt werden können (Abb. 196). Man erhält auf diese Weise billige Brennkammern, bei denen nur die Rückwand gekühlt wird.

Den bemerkenswertesten Fortschritt der letzten Jahre brachte der Belag der Brennraumwände mit Strahlungsheizflächen. Sie heißen auch Kühlflächen und bestehen aus meist senkrechten Wasserrohren,

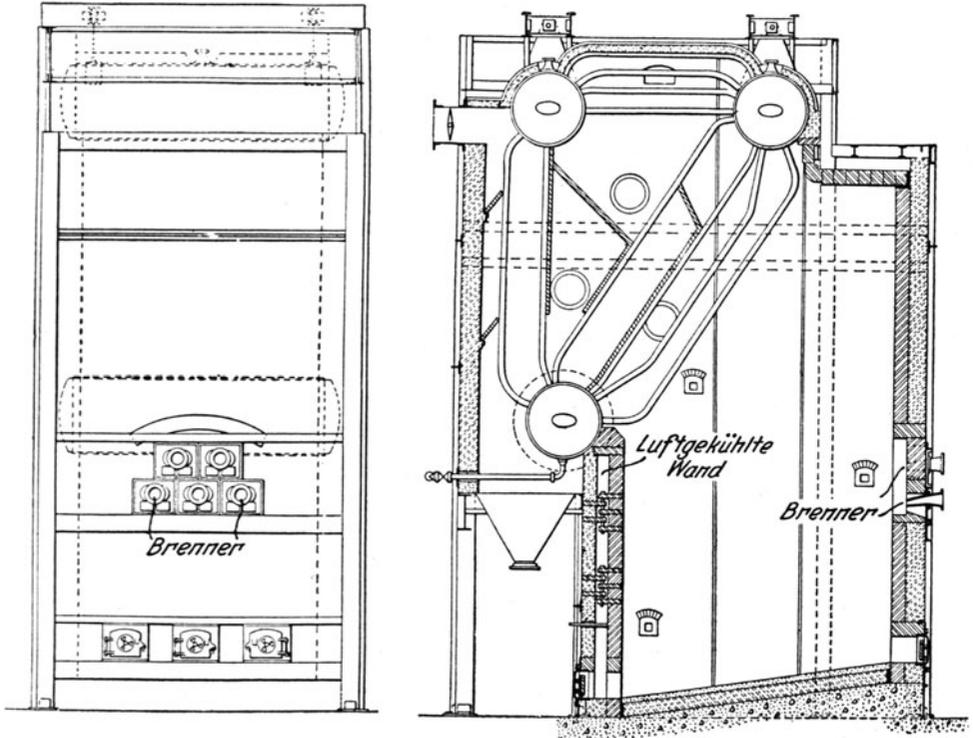


Abb. 196. Steilrohrkessel einer Fabrikanlage mit Fuller-Kohlenstaubeuerung. Heizfläche 650 m^2 , Brennrauminhalt 125 m^3 . Vorder- und Seitenwände massiv; Rückwand luftgekühlt nach Abb. 217.

die der Brennraumstrahlung mehr oder weniger stark ausgesetzt sind und oben und unten durch meist wagerechte, außen liegende Aus- bzw. Einlaufssammler zusammengefaßt werden (Abb. 197 a/b). Die Sammler sind wiederum durch Steig- bzw. Fallrohre mit dem Kessel so verbunden, daß durch den Gewichtsunterschied der Wassersäulen in den Fallrohren einerseits und den dampfhaltigen Kühl- und Steigrohren andererseits ein geschlossener Wasserkreislauf entsteht. Die Kühlrohre haben außerordentlich hohe spez. Heizflächenbelastungen, nämlich rund 100 bis $400 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ Normaldampf. Mehr gefühlsmäßig als auf dem Wege

wissenschaftlicher Beweisführung hatte der Amerikaner erkannt, daß man bei Kühlflächen der Verlöschungsfahr der Flamme durch erhöhte Flammenturbulenz und Luftvorwärmung entgegenar-

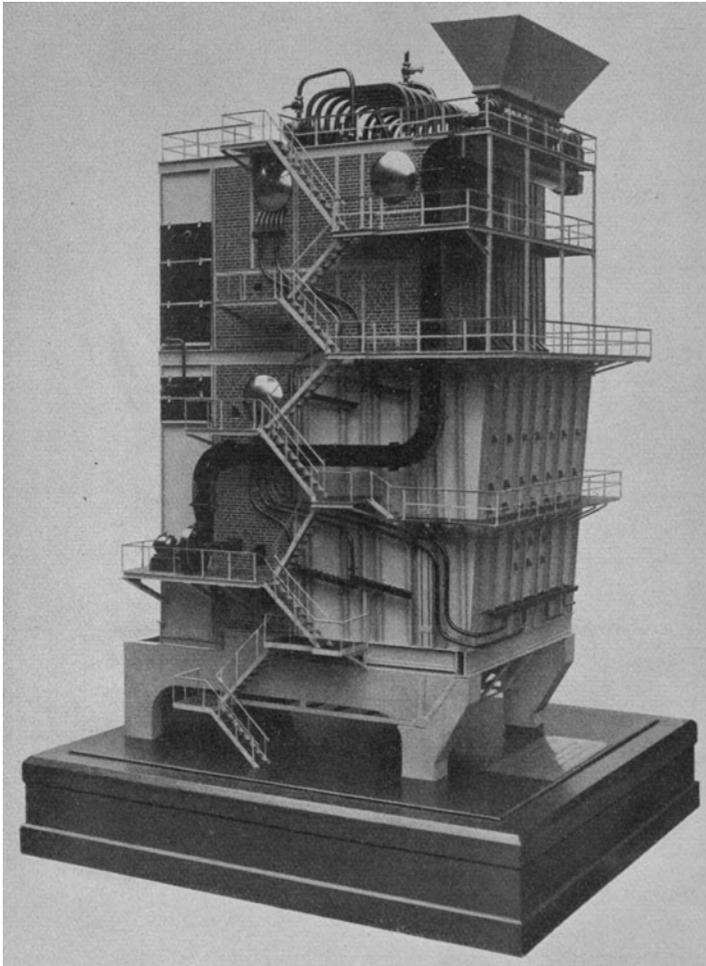


Abb. 197a. Modell eines mit Lopulco-Staubfeuerung ausgerüsteten Steilrohrkessels (Außenansicht). Beachte den zu den Kohlenstaubspeisern führenden Warmluftkanal (Primärluft); der Einlaufsammler des Kühlrotes ist durch 4 Fallrohre mit der Untertrommel verbunden; ferner ist die Verbindung der Ein- und Auslaufsammler der wassergekühlten Seiten mit Unter- und Obertrommel ersichtlich.

beiten konnte. Die Bedeutung der Turbulenz hatte sich bei gelegentlichen Abänderungen an Brennern und bei verschiedenen Anordnungen der Brenner zueinander feststellen lassen. Der Lufterhitzer ergibt

sich ohnehin aus dem bei neueren Kraftwerken üblichen Regenerativverfahren¹⁾. Während aber bei Wanderrosten der Luftvorwärmung

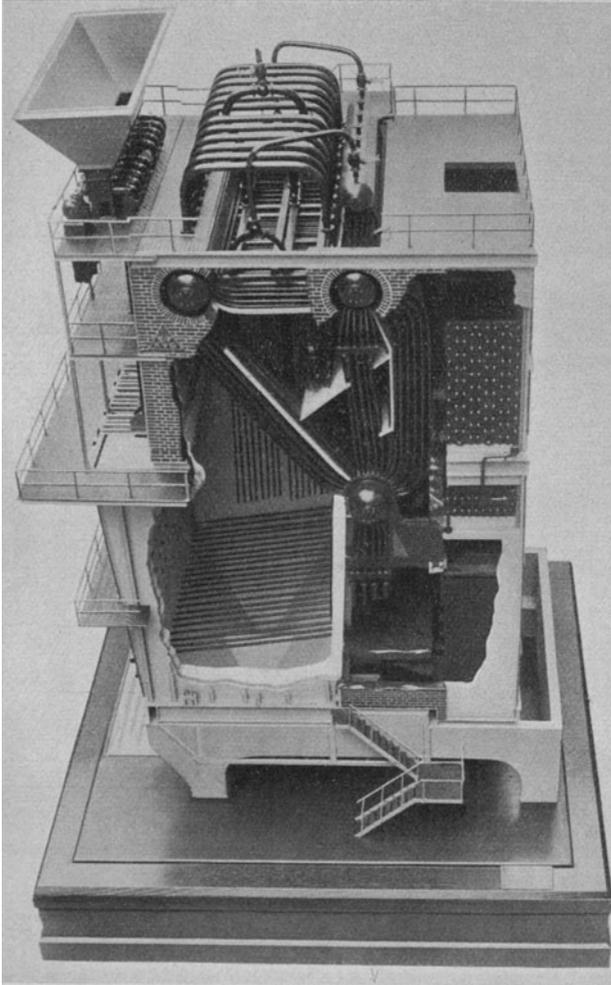


Abb. 197b. Modell eines mit Lopolco-Staubfeuerung ausgerüsteten Steilrohrkessels (Blick ins Innere). Der Auslaufsammler des Kühlrotes ist mit zwei unter jedem Trommelende angebrachten Zwischensammlern durch je 5 Steigrohre verbunden. Die Zwischensammler sind ihrerseits durch Steigrohre mit der Untertrommel verbunden.

¹⁾ Das Regenerativverfahren besteht darin, daß das Kesselspeisewasser nicht in Rauchgasvorwärmern, sondern durch stufenweise abgezapften Turbinendampf vorgewärmt wird. Vorteile sind kleinere Kondensatoren und bessere Wärmeausnutzung in der Turbine. Damit die Kesselabhitze jedoch nicht verloren geht, tritt an die Stelle des Speisewasservorwärmers der Luftheritzer. Er eignet sich vor allem für Hochdruckkessel, weil sein Preis im Gegensatz zu Rauchgasvorwärmern mit dem Kesseldruck nicht steigt.

wegen der Verschlackung der Roste ziemlich enge Grenzen gezogen sind, kann man bei der Staubfeuerung die Abhitze weitgehend durch Luftvorwärmung ausnutzen. Die Staubfeuerung paßt sich also den neueren Bestrebungen im Kraftwerkswesen besonders gut an. Hierin kann u. U., namentlich bei großen Kraftwerken, ein starker Anstoß zugunsten von

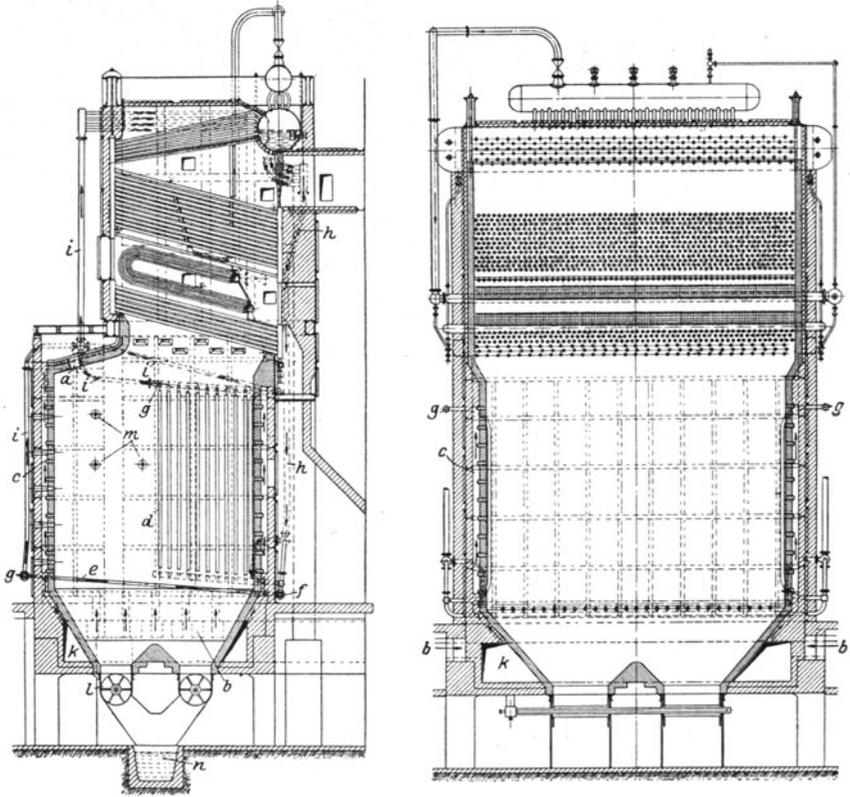


Abb. 198. 2000 m² Babcock-Schrägrohrkessel mit Lopulco-Staubfeuerung, Flossenrohren und Kühlrost im Großkraftwerk Böhlen. Heizfläche des Überhitzers 700 m², Heizfläche des Lufterhitzers 3000 m², Lufterhitzung 200°, Heizrohre des Kessels: 100 mm l. W., 6 m Länge.

a Brenneröffnung, *b* Sekundärlufteintritt, *c* Luftgekühlte Wände, *d* Kühlflächenrohre, *e* Kühlrost, *f* Einlaufsammler, *g* Auslaufsammler, *h* Fallrohre, *i* Steigrohre, *k* Luftgekühlter Schlackentrichter, *l* Schlackenschleuse, *m* Ötzündbrenner, *n* Spülrinne.

Kohlenstaub liegen. Es darf allerdings nicht verschwiegen werden, daß es neuerdings auch bei der in Amerika sehr verbreiteten Unterschub-Rostfeuerung gelungen ist, mit fast ebenso hohen Luftvorwärmungen zu arbeiten, wie sie bei Staubfeuerungen angewendet werden. Murray faßte als erster den mutigen Entschluß, bei den rostgefeuerten Kesseln des Hellgate-Kraftwerks bei New York einen Teil der Brennraumwände mit Kühlflächen zu belegen. Der Erfolg war so durchschlagend,

daß kurz darauf die kohlenstaubgefeuerten Kraftwerke Sherman Creek bei New York und Cahokia bei St. Louis folgten. Nach den gleichen Grundsätzen wurde in Amerika von der Combustion Engineering Co. und in Deutschland vor allem von der Kohlenscheidungs-Gesellschaft eine Anzahl größerer Feuerungen ausgeführt (Abb. 197a/b); sie finden sich u. a. auf den Kraftwerken der Sächsischen Werke in Hirschfelde und Böhlen sowie im Klingenberg-Kraftwerk. Bei den Kesseln in Böhlen (Abb. 198) sind die Seitenwände zur Hälfte, die Rückwand ganz mit Kühlflächen belegt.

Bei gleicher Luftvorwärmung und Turbulenz dürfen im allgemeinen um so größere Teile des Brennraums mit Strahlungsheizflächen belegt werden, je größer der Brennraum und damit der Kessel selber ist. Bei kleinen Kesseleinheiten müssen die Strahlungsrohre daher bei senkrechten Flammen auf die Rückwand, bei wagerechten Flammen auf den Boden (Abb. 199) beschränkt werden; bei Seitenwandkühlung kann man auch Rippen aus feuerfesten Steinen zwischen den Strahlungsrohren stehen lassen. Bailey regelt die Abstrahlung, indem er eine mehr oder weniger große Anzahl der Wandblöcke nach Abb. 226 mit feuerfesten Schichten belegt.

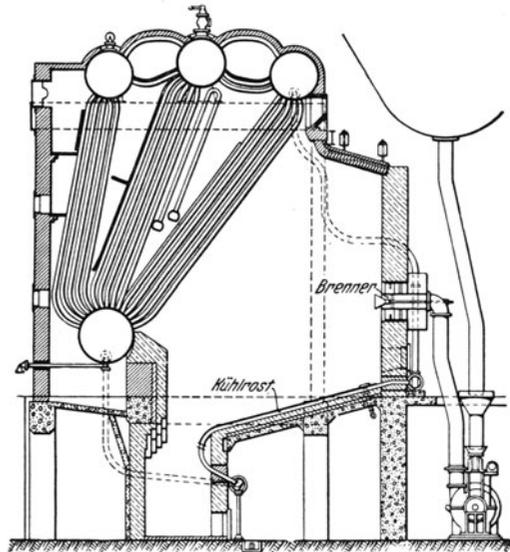


Abb. 199. 465 m² Stirling-Kessel mit Kohlenstaubfeuerung und direkter Aufbereitung der Furnace Engineering Co. Wagerechter Drallbrenner; mit Kühlrohren belegter Boden; Brennrauminhalt 74 m³; Standort des Kessels: Chase Metal Works in Waterville, Conn., U. S. A.

Die Rohre der Kühlflächen können statt durch Wasser auch durch Dampf gekühlt werden; sie werden auf diese Weise zu Strahlungsüberhitzern. Sie bestehen aus Rohren oder aus einzelnen Stahlgußgliedern mit rechteckigem Querschnitt, die senkrecht oder wagerecht nebeneinander angeordnet werden (Abb. 200 u. 201). Die Gesamtoberfläche dieser Glieder beträgt bei verschiedenen Ausführungen etwa $\frac{1}{8}$ — $\frac{1}{10}$ der bei gleicher Überhitzung gebräuchlicher Heizflächen üblicher Konvektionsüberhitzer. Der Hochdruckkessel im Lakeside-Kraftwerk bei Milwaukee (Abb. 200) besitzt eine allseitig von Strah-

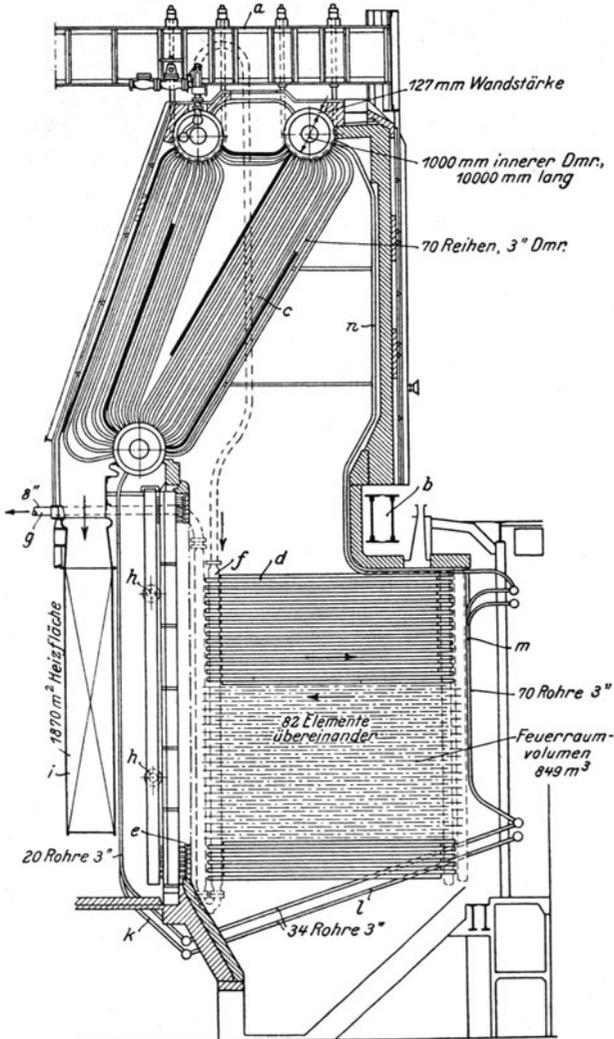


Abb. 200¹⁾. 2650 m² Stirling-Kessel für 85 atü Dampfdruck mit Lopulco-Staubfeuerung; Strahlungsüberhitzer für Hochdruckdampf = 86,5 m² in den Seitenwänden; Strahlungsüberhitzer für Zwischendampf von 21 atü = 87 m² Heizfläche in der Rückwand, Strahlungs-(Wasser-)Rohre der Frontwand = 42,5 m², Wasserrost 49,5 m², Strahlungs-(Wasser-)Rohre der Decke = 51 m², Gesamte Strahlungsheizfläche des Brennraumes rd. 400 m².

a Tragkonstruktion für Kesselaufhängung, *b* Träger für die Kesselstirnwand, *c* Kessel, *d* Strahlungsüberhitzer für Kesselfrischdampf, *e* Strahlungsüberhitzer für Zwischendampf, *f* Dampftritt in den Strahlungsüberhitzer *d*, *g* Austritt aus dem Strahlungsüberhitzer *d*, *h* Dampftritt (rechte Kesselseite) oder Dampfaustritt (linke Kesselseite) in den oder aus dem Strahlungsüberhitzer *e* für Zwischendampf, *i* Luftvorwärmer, *k* Wasserverbindungsrohre zwischen Kühlrost und Untertrommel, *l* Kühlrost, *m* Kühlrohre an der Feuerraumstirnwand, *n* Kühlrohre an der Kesselstirnwand.

¹⁾ Münzinger: Kesselanlagen für Großkraftwerke, Berlin (1928).

lungsflächen umgebene Brennkammer. Die Seiten und die Rückwand werden von Strahlungsüberhitzern gebildet. Von der gesamten Wärme werden 60 vH durch Strahlung übertragen. Der Wärmeübergang in den Strahlungsüberhitzern beträgt rd. $110000 \text{ kcal/m}^2 \cdot \text{h}^1$.

2. Übergang zu Sonderkessel

Hatte sich die bisher beschriebene Entwicklung im wesentlichen auf den Brennraum beschränkt und dabei die aus der Rostpraxis überkommenen Formen beizubehalten versucht, so wurde durch die Kühl- oder Strahlungsheizflächen ein Bauelement in das Kesselwesen hineingetragen, das einen großen Teil der den Staubfeuerungen anhaftenden Kinderkrankheiten beseitigte; gleichzeitig aber wurde es als ein fremder, mit der übrigen Kessel nicht recht zu vereinbarenden Bestandteil an. Namentlich bei den älteren Ausführungen springt das Unorganische im gesamten Aufbau in die Augen. Mehr und mehr ging man dazu über, immer größere Teile des Brennraumes mit Strahlungsflächen zu belegen und damit diese gleichsam um die Feuerung herumzubauen. Aus dem Anhängsel, das die Strahlungsheizflächen im Anfang waren, wird damit ein sehr wichtiger Bestandteil des Kessels (Abb. 202); immerhin ist noch das Bestreben erkennbar, sich überkommenen Formen anzupassen. Einen weiteren Schritt zu einem neuen Kesseltyp stellen die als Spitzenkessel betriebenen drei neuen Einheiten des Charles

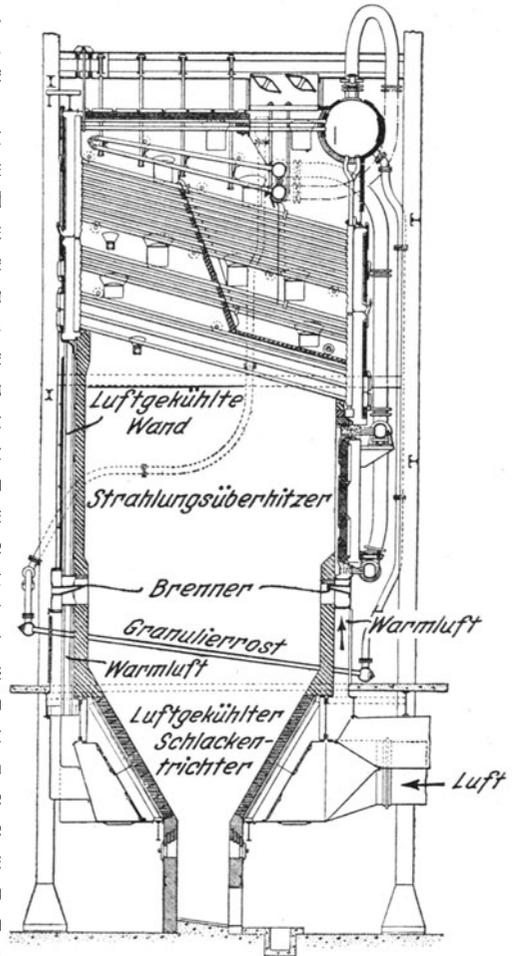


Abb. 201. 1750 m² Babcock Wilcox Sektional-Kessel mit Fuller-Kohlenstaubfeuerung.

Wagerechte gegenüberliegende Brenner, Kühlrost, Luftkühlung der Wände und des Schlacken-trichters; Strahlungsüberhitzer; maximale Dampferzeugung 67 t/h Normaldampf, entsprechend rd. $38 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$. Anzahl der Brenner 16. Standort des Kessels: Phoenix Utility Co., New Orleans, La. Der Schlacken-trichter hat einen Belag aus Carborundum.

¹) Nat'l El. Light Ass.; Pulv. Fuel, New York, Aug. 1927, S. 39/41.

Huntley-Kraftwerks dar (Abb. 203). Der übliche Oberkessel ist zwar beibehalten worden, um eine gewisse Einheitlichkeit mit den älteren, noch mit Rostfeuerungen betriebenen Einheiten zu wahren. Die Baileyschen

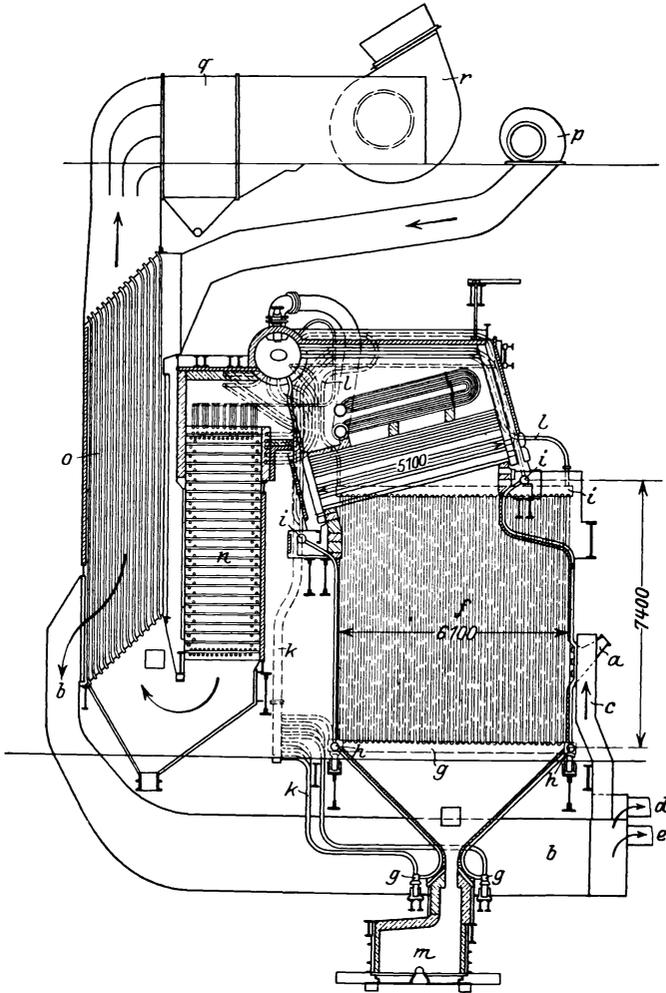
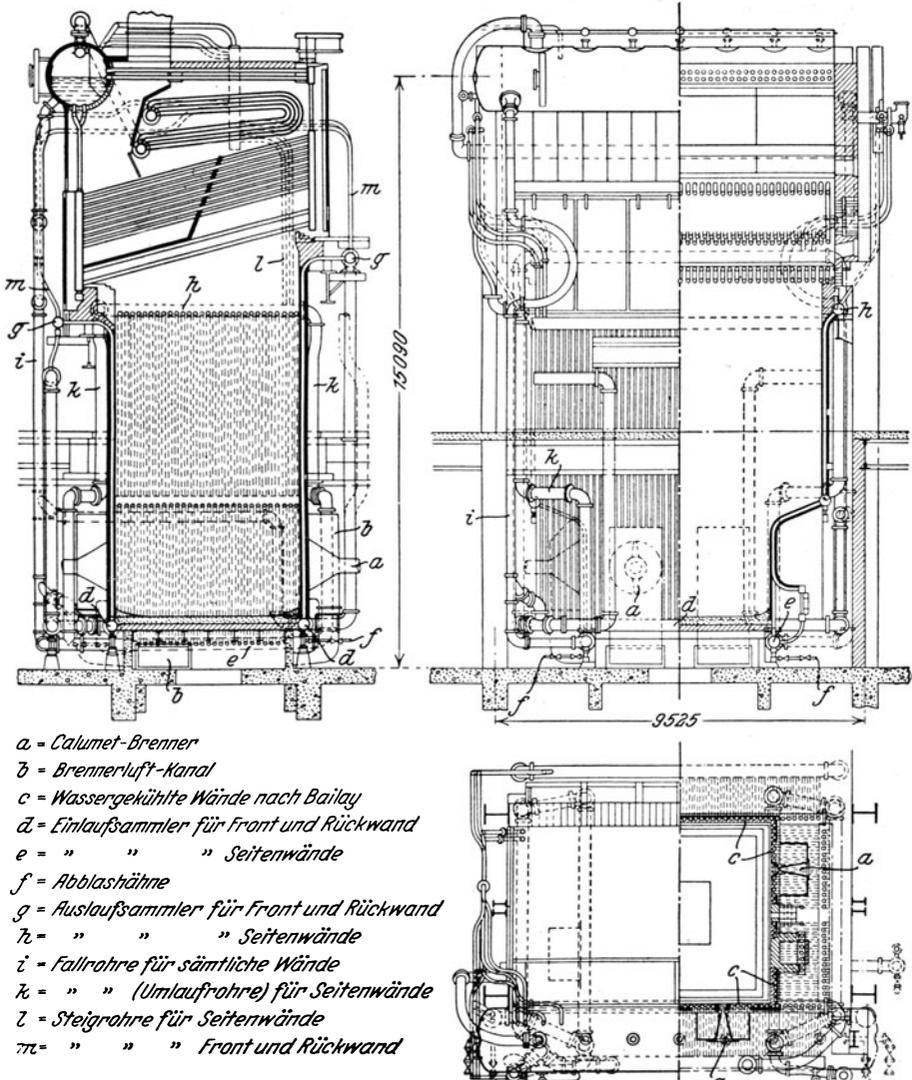


Abb. 202. 780 m² Babcock Wilcox-Sektionalkessel mit Bailey-Staubfeuerung im Calumet-Kraftwerk bei Chicago, Ill.

1. Heizflächen: Oberkessel 552 m², Strahlungsglied (Oberfläche der Bailey-Böcke nach Abb. 226) 229 m², Überhitzer 279 m², Speisewasservorwärmer 823 m², Lufterhitzer 3870 m².
 2. Rohrdurchmesser: des Kessels 83 mm, des Überhitzers 51 mm, des Rauchgasvorwärmers 51 mm, des Luftvorwärmers 64 mm, der Bailey-Strahlungsflächen 83 mm. 3. Brennrauminhalt 350 m³. 4. Brenner: 8 Calumetbrenner nach Abb. 128.

a Calumetbrenner, *b* Warmluftkanal, *c* warme Sekundärluft, *d* warme Primärluft, *e* warme Luft zu Kohlentrockner, *f* Bailey-Strahlungsflächen, *g* Einlaufsammler, *h* Zwischensammler, *i* Auslaufsammler, *k* Fallrohre, *l* Steigrohre, *m* Entaschung mit pneumatisch bedienten Aschenschieber, *n* Speisewasservorwärmer, *o* Röhrenlufterhitzer, *p* Luftventilator, *q* Flugaschensammler, *r* Saugzugventilator.

Kühl- oder Strahlungsheizflächen (Abb. 226) sind mit reichlichen Fallrohren und eigener Speisewasserszufuhr ausgerüstet. Der allseitig von Strahlungsflächen umgebene hohe Brennraum mit auffallend kleinem



- a* = Calumet-Brenner
b = Brennerluft-Kanal
c = Wassergekühlte Wände nach Bailey
d = Einlaufsammler für Front und Rückwand
e = " " " " Seitenwände
f = Ablashähne
g = Auslaufsammler für Front und Rückwand
h = " " " " Seitenwände
i = Fallrohre für sämtliche Wände
k = " " (Umlaufrohre) für Seitenwände
l = Steigrohre für Seitenwände
m = " " " " Front und Rückwand

Abb. 203. 1165 m² Babcock Wilcox Sektionalkessel mit Bailey-Brennraum und Calumetbrennern im Charles R. Huntley Kraftwerk in Buffalo, N. Y.

1. Oberkessel: 11 Rohre hoch, 44 Rohre breit, von je 6,1 m Länge und 100 mm l. W.; Dampfdruck 22 atü; Überhitzerheizfläche 660 m², Ekonomiserheizfläche 890 m²; kein Luftvorwärmer.
2. Brennraum: 4,8 × 7,4 m im Grundriß × 9,2 m l. H.; eingezogener unterer Teil der Brennkammer 4,8 × 4,8 m im Grundriß × 2,2 m Höhe; Oberfläche der Bailey-Blöcke 190 m²; Brennraumvolumen über den Brennern 245 m³; Brennraumvolumen insgesamt 290 m³; Brennraumbelastung 294000 kcal/m³·h bei rd. 95 t/h Normaldampf; Maximale Dampfmenge 105 t/h Normaldampf.

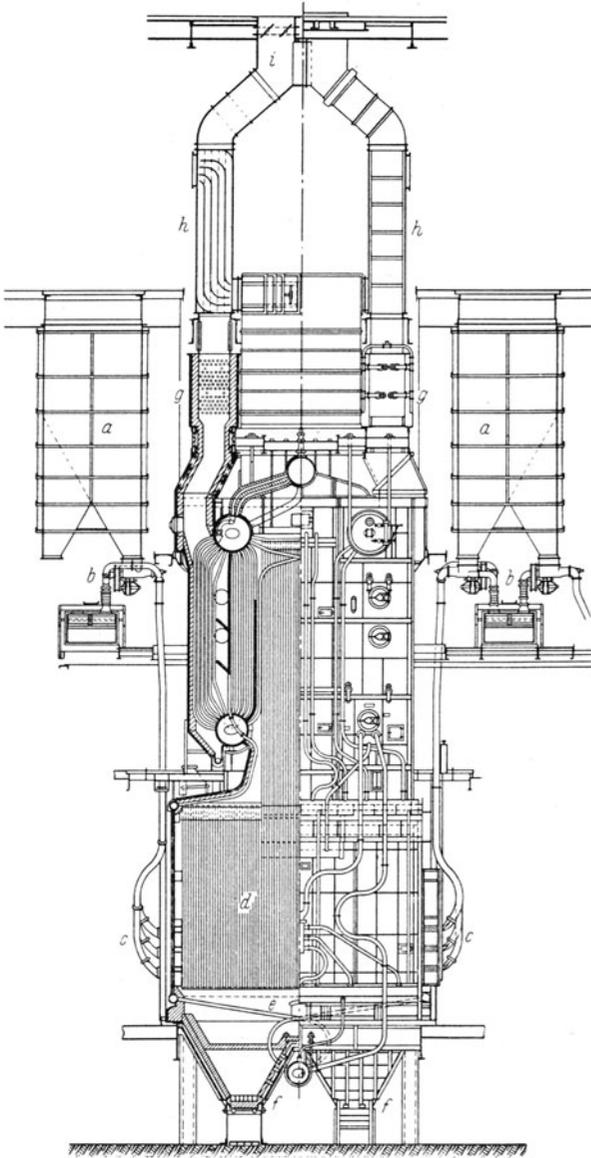


Abb. 204. Sonderkessel im Großkraftwerk Kips Bay.

Heizflächen: Kühlrost 64 m²; Stirnwand der Brennkammer 87,5 m²; Decke der Brennkammer 46,5 m²; Seiten der Brennkammer 124 m²; Seitenwände des Kessels 62 m²; eigentlicher Kessel 1000 m²; Speisewasservorwärmer (2 Stück) 1000 m²; Luftvorwärmer (2 Stück) 4350 m²; dauernde Verdampfungsleistung 170 t Dampf/h.

a Kohlenstaubbunker, b Kohlenstaubspeiser, c Kohlenstaubbrenner (Brunnenanordnung), d Brennkammer, e Kühlrost, f Spülentaschung, g Speisewasservorwärmung, h Luft-erhitzer, i Rauchgasabzug.

Grundriß ist im unteren Teil auf der Breitseite eingezogen, so daß ein quadratförmiger Querschnitt entsteht. Brenner nach Abb. 128 wurden im Anfang nach Abb. 134 b, später in 3 Paaren nach Abb. 134a eingebaut. Es entsteht daher eine turbulente, nach oben gerichtete Flamme mit hoher Brenngeschwindigkeit. Beachtenswert ist, daß kein Luftheritzer gebraucht wird. Trotzdem werden Brennraumbelastungen von fast 300000 kcal/m³ · h bei einer Heizflächenbelastung von 85 kg/m² · h erreicht; der Kessel hat sich als außerordentlich regelfähig und schnell aufheizbar erwiesen. Hierzu trägt neben der hohen Turbulenz der heiße mit einer Dolomitschicht bedeckte Brennkammerboden bei, an dem sich die Flamme leicht nach längeren Stillständen entzünden kann. Die Schlacke wird entweder periodisch in Abständen von 12—24 h abgestochen oder dauernd durch einen Hochöfen nachgebildete gußeiserne, von Wasser gekühlte Form abgezogen und in einer

ebenfalls dem Hochofenwesen entnommenen Spülung granuliert. Bei den Kesseln des Großkraftwerks Kips Bay hat man sich vollends von überkommenen Formen gelöst und außer dem Brennraum auch noch den ersten Zug mit Strahlungsflächen belegt (Abb. 204). Vorläufer dieser Bauart sind die auf dem Fordson-Kraftwerk errichteten Doppel-Steilrohrkessel. Bei geringer Grundfläche entstehen zwanglos große lichte Höhen, die ihrer ganzen Länge nach für die Entwicklung der Flamme ausgenutzt werden können. Während in Kips Bay im Anfang die bekannten senkrecht nach unten gerichteten Lopulco-Brenner benutzt wurden, ist man neuerdings, wie bei den Kesseln im Charles Huntley-Kraftwerk, zu unten angebrachten Turbulenz-Brennern in Brunnenanordnung übergegangen und dadurch in die Lage versetzt worden, die Brennraumbelastung bedeutend zu steigern und Leistungen von rd. 200 t/h Normaldampf zu erreichen.

Eine amerikanische Hochdruck-Kesselanlage zeigt Abb. 205. Die Brenner sind im oberen Teil des Kessels ähnlich wie bei der Brunnenanordnung eingebaut und erzeugen eine nach unten gerichtete Flamme. Die Schlacke wird zwischen dem als Kühlrost ausgebildeten Röhrenbündel der unteren Trommel abgeschreckt. Die Rauchgase bestreichen alsdann hintereinander den Überhitzer, das senkrechte konvektive Rohrbündel und den Luftherhitzer. Die Brennraumbelastung beträgt bis zu 300000 kcal/m³ · h. Vorübergehend ist man bis zu 440000 kcal/m³ · h gegangen. Die Heizflächenbelastung beträgt bis zu 214 kg/m² · h bei einem Wirkungsgrad von 88 vH¹⁾.

In der Form weniger radikal ist der von den Linke-Hofmann-Werken gebaute Hochdruck-Sonderkessel (Abb. 206); ihm liegen die von Bettington bereits vor 20 Jahren klar erkannten Grundsätze über Flammenführung und Wärmeabgabe zugrunde. Die stehenden Brenner befinden sich im unteren Teil des Brennraumes; ebenso werden die Abgase unten abgezogen; es entsteht daher eine Stulpenflamme, bei der die Abstrahlung des Flammenursprungs in erwünschter Weise durch die abziehenden Gase vermindert wird und der auf S. 53 geforderte Verbrennungsanlauf entsteht. Ein Hochdruck-Sonderkessel mit einer Obertrommel und einem unter dieser angebrachten sechsseitigen Strahlungsglied findet sich auf dem Kraftwerk in Västerås in Schweden²⁾. Ferner ist noch der Burroughs-Sonderkessel³⁾ und der Benson-Hochdruck-Kessel der Siemens-Schuckert-Werke zu nennen; bei diesem wirken die Brenner senkrecht nach unten. Die Sekundärluft wird tangential eingeführt, so daß eine ähnliche Wirbelwirkung wie bei dem Sonderkessel nach Abb. 205 entsteht.

¹⁾ Power 67 (1928), Nr. 6, S. 245/7.

²⁾ Wärme 51 (1928), Nr. 4, S. 49.

³⁾ Power 66 (1927), Nr. 22, S. 810.

3. Flammrohrkessel. Bei dieser Kesselart scheiterte die Kohlenstaubfeuerung bisher mehr oder weniger an der Schwierigkeit, das Flammrohr als Brennraum zu benutzen, ohne das die Kühlwirkung der nackten Flammrohr-Oberfläche zu unvollkommener Verbrennung führt. Dem könnte allerdings dadurch abgeholfen werden, daß das Flammrohr mehr oder weniger mit feuerfesten Steinen ausgekleidet würde; diese

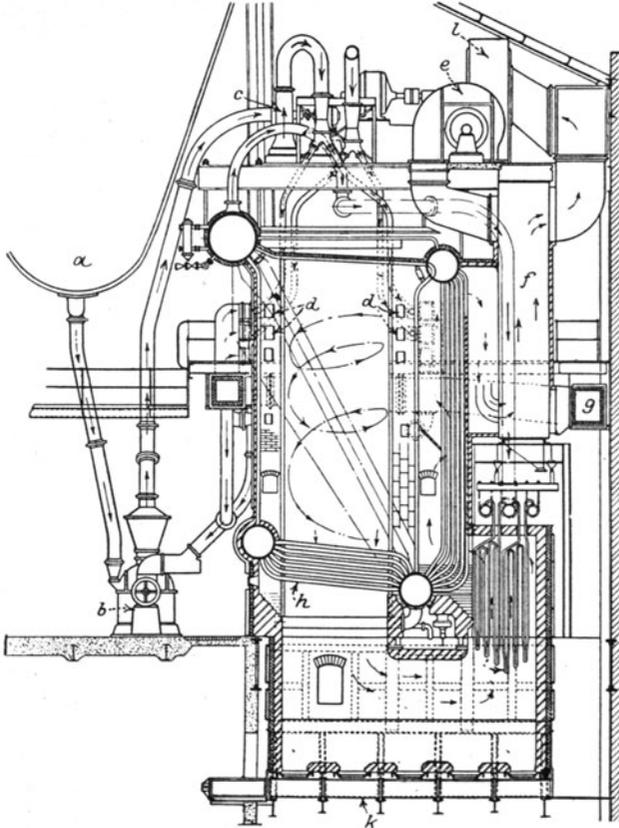


Abb. 205 a.

würden jedoch bei der Enge des Flammrohrs von der Flamme sandstrahlartig ausgewaschen und außerdem von flüssiger Schlacke aufgelöst werden. Auch macht die Entaschung oder Entschlackung des Flammrohres Schwierigkeiten. Man wählte infolgedessen einen Ausweg, indem man die Feuerung vor den Kessel setzte. Befriedigen kann diese Lösung jedoch auch nicht; denn bei der geringen, durch den Flammrohrquerschnitt gegebenen Strahlungsöffnung einer derartigen Brennkammer muß für ihre Kühlung durch Luft oder durch Wasserrohre gesorgt wer-

den. Außerdem erfordern derartige Vorfeuerungen viel Platz, der in vielen Fällen gar nicht zur Verfügung steht. Immerhin ist es Hold durch geschickte Luftzuführung und eine im unteren Teil der Vorkammer angebrachte Granulierhaube gelungen (Abb. 207), gute Haltbarkeiten und im Dauerbetriebe Heizflächenbelastungen von rund $25 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ zu erzielen. Reiser

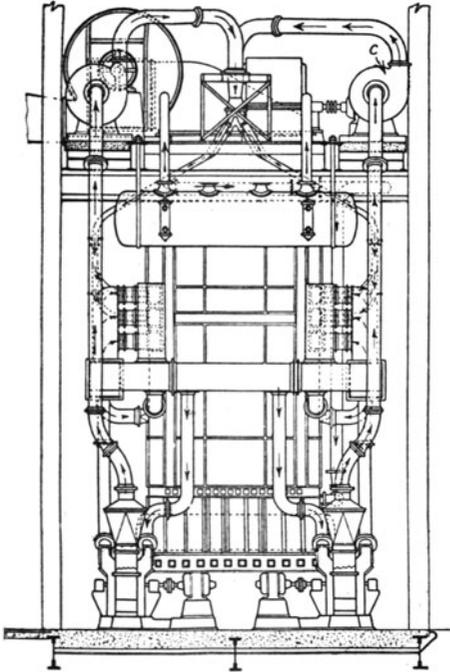


Abb. 205 b.

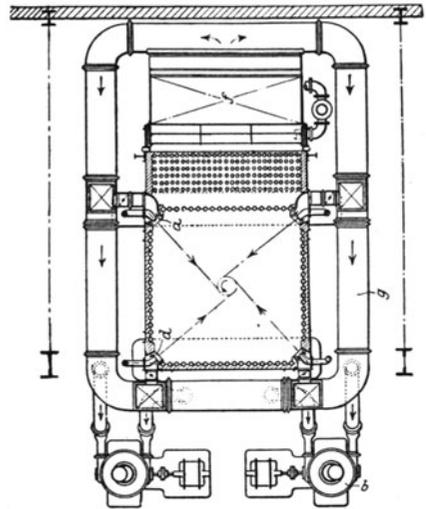


Abb. 205 c.

Abb. 205 a bis c. Sonderkessel der Combustion Engineering Company in einem amerikanischen Kraftwerk der Gummiindustrie.

Höchste dauernde Brennraumbelastung $300000 \text{ kcal/m}^2 \cdot \text{h}$, maximale Dampferzeugung $57 \text{ t Normaldampf/h}$, Luftvorwärmung rd. 310° .

a Kohlenbunker, *b* 2 Schlägermühlen von je 5 t , *c* 2 Mühlen- oder Primärluftventilatoren, von je einem 25-PS -Motor angetrieben, *d* 8 Brenner in Tangential- oder Brunnenanordnung, *e* Hinterventilator s. S. 388, 2500 m^3 je Min. bei rd. 20° C und 180 mm WS , 150 PS Antriebsmotor, *f* Lufterhitzer, *g* Warmwindkanal für Sekundärluftöffnungen und Mühle, *h* Kühlrost, *i* Überhitzer, *k* Spülentaschung, *l* 2 Saugzugventilatoren von je 3700 m^3 je Min. bei 180° C und 230 mm WS , 350 PS Antriebsmotor.

Heizflächen:

Strahlungskühlflächen der Seitenwände (Flossenrohre)	164 m
Kühlrost	130 ,,
Hinteres Rohrbündel	337 ,,
Überhitzer	280 ,,
Ökonomizer	490 ,,
Lufterhitzer	2300 ,,
Brennrauminhalt:	140 ,,

verwendet eine wassergekühlte Brennkammer; dabei vollführt das die Kühlrohre durchstreichende Wasser bei $1\text{--}2 \text{ atü}$ Überdruck einen in sich geschlossenen Kreislauf, so daß kein Kesselstein entstehen kann; es gibt seine Wärme an einen Speisewasser-Wärme-

austauscher ab¹⁾. Bei der Gasifuel-Feuerung der Firma Davey Paxman & Co., Colchester, England, werden Entgasung und Ver-

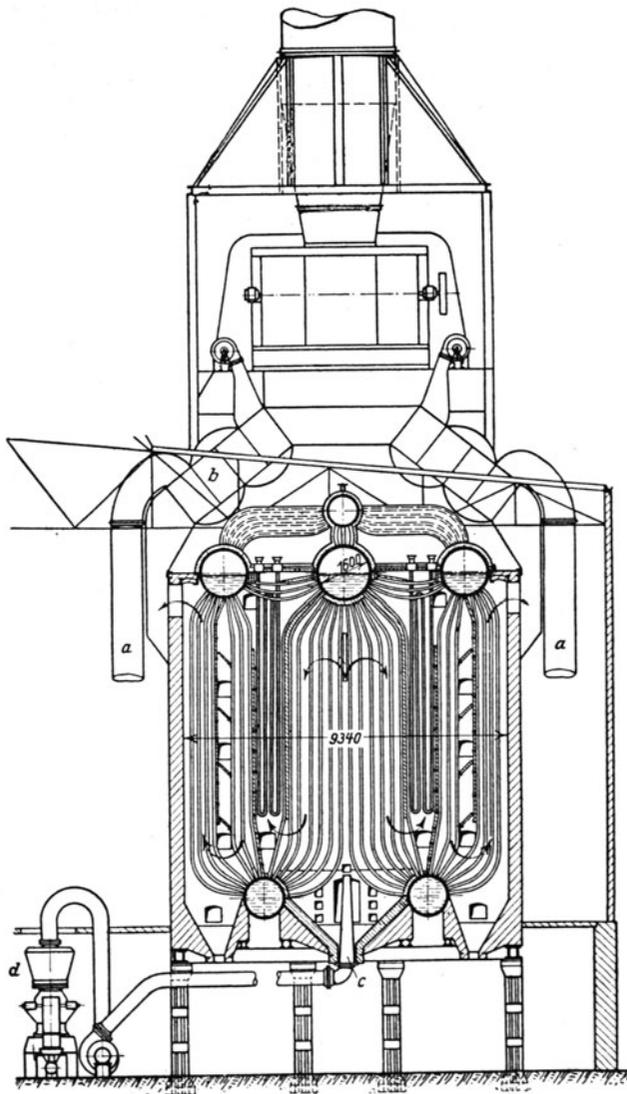


Abb. 206. Sonderkessel der Linke-Hoffmann-Werke²⁾.
a Warmluft, b Lufterhitzer, c Brenner, d Mühle.

brennung örtlich getrennt (Abb. 208). Dabei soll schnelle Verbrennung bei gleichzeitiger starker Wärmeabstrahlung in dem nur teilweise

¹⁾ Glückauf 1925, Nr. 47. ²⁾ Arch. Wärmewirtsch. 7 (1926) Nr. 8, S. 224.

ausgekleideten Flammrohr erreicht werden. Da der Vorbau vor dem Flammrohrkessel vorwiegend ein Entgasungsraum ist, in dem eine nur unvollständige Verbrennung zu CO stattfinden soll, so nimmt er verhältnismäßig wenig Platz in Anspruch. Längere Erfahrungen liegen noch nicht vor. Die Feuerung soll u. a. auf einem saarländischen Hüttenwerk bei Flammrohrkesseln demnächst eingebaut werden. Cantieny belegt die Brennkammerseiten mit den bei Wasserrohrkesseln

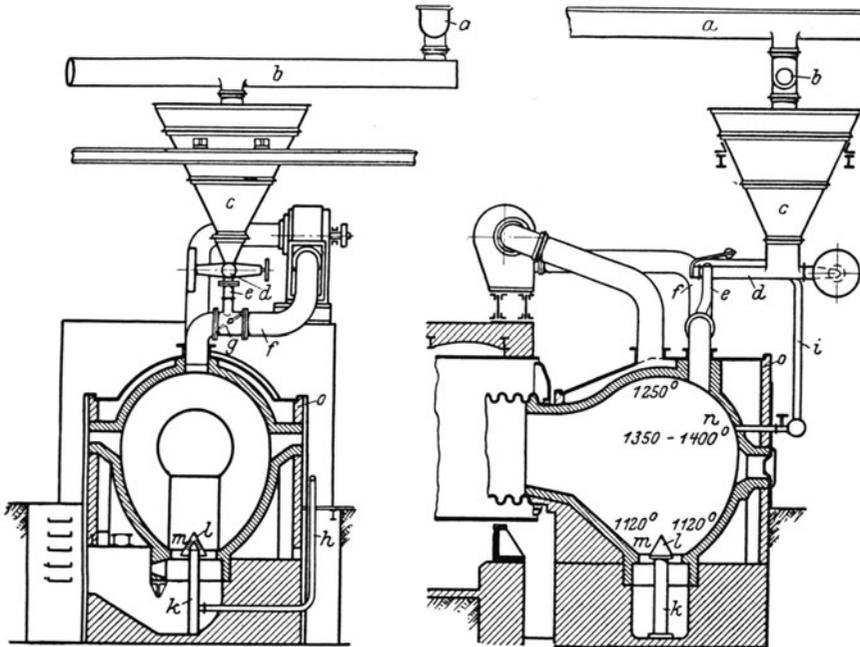


Abb. 207. Kohlenstaubfeuerung für Flammrohrkessel nach Hold.

a und *b* Zubringerschnecken, *c* Kohlenstaubbehälter, *d* Schnecke, *e* Fallrohr, *f* Primärluft, *g* Drosselklappe, *h*, *i* und *k* Sekundärluftleitungen, *l* Schlackenhaube, *m* Rutschfläche für Schlacke, *n* Sekundärluftöffnungen, *o* und *p* Flammrohrwellung, *q* Mantel.

üblichen Strahlungsrohren und macht damit die Brennkammer zu einem selbständigen Sonderkessel (Abb. 209). Da seine Abhitze in den nachgeschalteten Flammrohrkesseln ausgenutzt werden kann, sind hohe Abhitzetemperaturen zulässig; der Strahlungskessel kann daher verhältnismäßig billig erstellt werden. Diese Anordnung kann u. U. für Betriebe mit großen, kurz andauernden Kraftspitzen und gleichzeitiger Dampferzeugung für Fabrikationszwecke Bedeutung erlangen. Derartige Fälle liegen z. B. auf Zechen- oder Hüttenkokereien mit angeschlossener Benzol- oder Ammoniakgewinnung vor. Man könnte z. B. in dem mit Staub aus Koksgrus oder Abfallkohle geheizten Sonderkessel

hochgespannten Dampf erzeugen, diesen in den Hochdruckstufen einer Turbine auf den Druck der Flammrohrkessel entspannen, mit dem

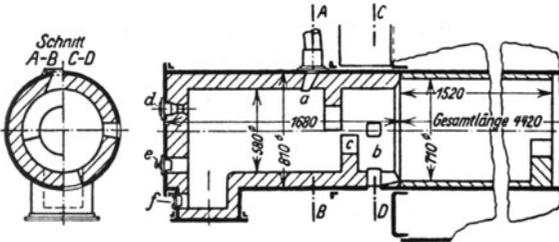


Abb. 208. Gasfuel-Staubfeuerung für Flammrohrkessel mit getrennter Entgasungs- und Verbrennungszone¹⁾.

a Eintritt für Kohlenstaub und Primärluft, *b* Eintritt für Sekundärluft, *c* Stauwall, *d* Schauloch, *e* Zündöffnung, *f* Schlackenöffnung.

Dampf der letzteren vereinigen und teils den Mittel- und Niederdruckstufen der Turbine, teils der benachbarten Benzolfabrik zuführen. Sowohl durch die hohe Regelbarkeit des Sonderkessels wie durch die Speicherwirkung der Flammrohrkessel entsteht

eine sehr elastische Dampfschaltung, die starke Schwankungen in der Dampfenahme sowohl der Turbine wie der Benzolfabrik oder

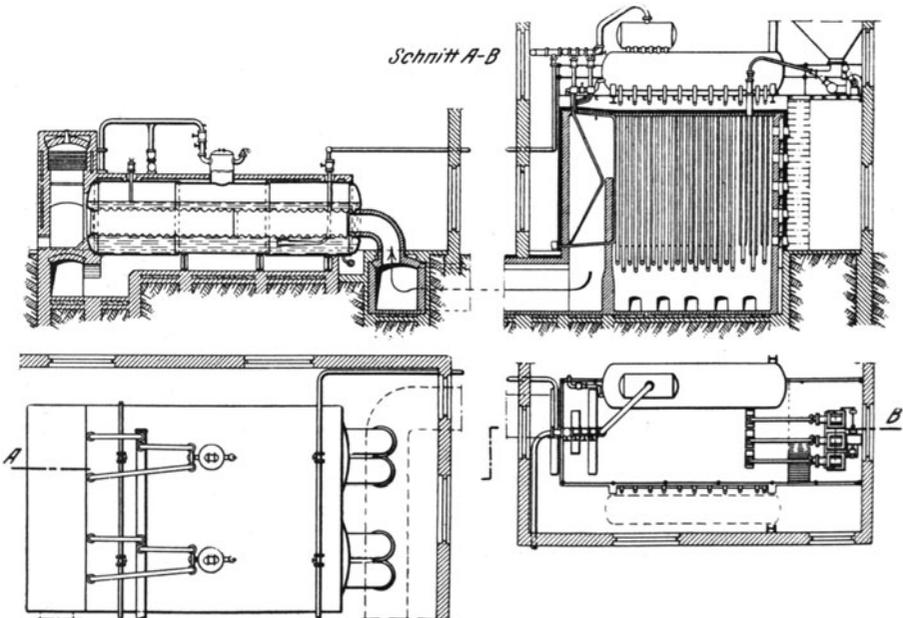


Abb. 209. Staubgefeuerter Strahlungskessel in Verbindung mit Flammrohrkesseln (Kohlenscheidungsgesellschaft).

etwa angeschlossener Heizbetriebe gestattet. Die Flammrohrkessel können gruppenweise neben- oder übereinander angeordnet und hinter

¹⁾ Arch. Wärmewirtsch. 8 (1927) Nr. 2, S. 63.

einen gemeinsamen Strahlungskessel geschaltet werden. Diese an sich beachtliche Lösung kann jedoch schon nicht mehr als eigentliche Flammrohr-Kohlenstaubfeuerung betrachtet werden.

Die zunächst erfolglose Verlegung der Verbrennung in das Flammrohr selber kann auf Grund der bei Wasserrohrkesseln in den letzten Jahren gemachten Fortschritte nicht mehr aussichtslos erscheinen. In der Tat haben betriebsmäßige Versuche auf dem Dampfer „Mercer“ erwiesen, daß Steinkohlenstaub im Flammrohr ohne Vorkammer befriedigend verbrannt werden kann, wenn für hinreichende Turbulenz und Luftvorwärmung gesorgt wird. Einzelheiten sind der Zahlentafel 46 zu entnehmen. Das Versuchsstadium ist jedoch noch nicht völlig überwunden. Vor allem ist bei niedrigen Aschenschmelzpunkten mit Verschlackung des Flammrohrs zu rechnen. Außerdem darf der Gehalt an flüchtigen Bestandteilen nicht zu gering sein. Braunkohlenstaub mit hohen Aschenschmelzpunkten läßt sich daher, wie Versuche der Firma Goossens¹⁾ zeigten, mit verhältnismäßig kleinen Verlusten und ohne wesentliche Verschlackung im Flammrohr verbrennen. Jedenfalls scheint die Tatsache, daß überhaupt eine befriedigende Verbrennung im Flammrohr ohne Benutzung einer Vorkammer möglich ist, beachtenswert. Bei gasärmeren Kohlen führt vielleicht eine kleine, in oder vor das Flammrohr gesetzte Zündkammer zum Ziele; diese bewirkt den auf S. 53 geforderten Verbrennungsanlauf, der den Staub über den gefährlichen Verlöschungspunkt erhitzt. Gegen zu starke Kühlwirkung durch das Flammrohr könnte man sich außer durch hohe Turbulenz und Luftvorwärmung noch in der Weise schützen, daß man einen Stufenbrenner nach Abb. 16 verwendet; man könnte ferner das Flammrohr in seinem unteren Teil völlig, oder bei gewellten Rohren nur in den Tälern mit feuerfester Masse so auskleiden, daß eine nach vorne geneigte Rinne entsteht, durch welche die flüssige Schlacke nach außen abgezogen werden kann.

c) Bauliche Einzelheiten des Brennraums.

1. Brenner. Wesen und Bauweise der Brenner wurden auf S. 212f. behandelt. Lange Flammen mit geringer Turbulenz neigen dazu, je nach den Zugverhältnissen, Kesselbelastung oder Mahlfeinheit zu spät oder zu früh abzubiegen. Sie treffen dabei zuweilen entweder Wand Herd oder Kühlrost, oder sie werden unter Verlust von Unverbranntem im Flugstaub an der Kesselheizfläche abgeschreckt; an dieser können sich dann gleichzeitig koksartige Ansätze bilden. Diese Übelstände sind in verschiedenen Fällen durch nachträgliche Erhöhung der Turbulenz beseitigt worden, sei es, daß die Sekundärluftöffnungen geändert wurden, oder daß der Brennermund Einbauten nach Abb. 127 erhielt,

¹⁾ Jaroschek: Wärme 51 (1928) Nr. 12, S. 197/9.

oder daß unmittelbar unter dem Brennermund wassergekühlte Keile angebracht wurden, die die Flamme spalten.

Die verbreitete Lopulco-Anordnung (Abbildung 136b und 137) eignet sich mehr für Steilrohr- als für Schrägrohrkessel; sie ist zwar

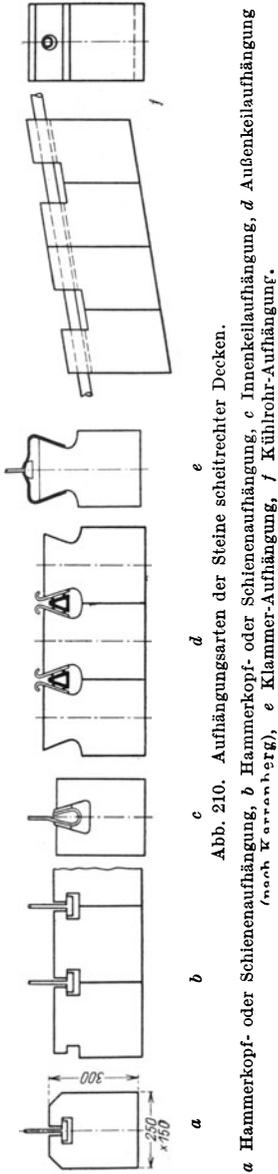


Abb. 210. Aufhängungsarten der Steine schietrechter Decken.
a Hammerkopf- oder Schienenaufhängung, *b* Hammerkopf- oder Schienenaufhängung, *c* Innenkeilaufhängung, *d* Außenkeilaufhängung (nach K. Arrenberg), *e* Klammer-Aufhängung, *f* Kühlrohr-Aufhängung.

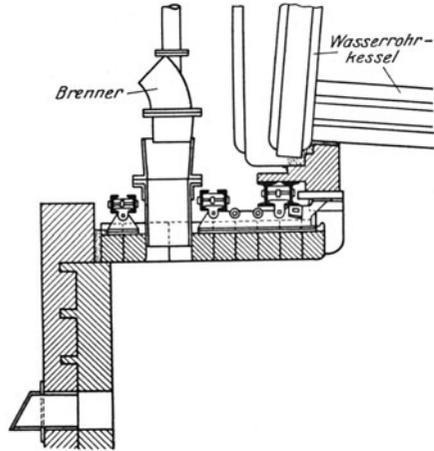


Abb. 211. Hängedecke der M. H. Detrick Co.

noch recht verbreitet, verliert aber, aufs ganze gesehen, ihre beherrschende Stellung in dem Maße, wie zu kurzflämmigen Brennern und

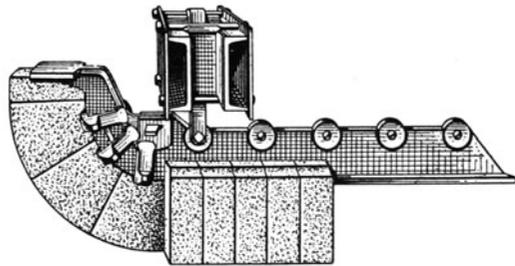


Abb. 212. Aufhängung der M. H. Detrick Co.

deckenlosen, mit dem Oberkessel glatt abschneidenden Brennräumen übergegangen wird (Abb. 201 und 203). Statt dessen gewinnen bei kleinen und mittelgroßen Kesseln seitlich in die Wände eingebaute Brenner, bei Großkesseln im unteren Brennraum angebrachte Brenner mit nach oben gerichteten Flammen Verbreitung (Abb. 203 und 204);

bei diesen fallen die zu groben Teile, ihrer Schwere folgend, in die Flamme zurück. Seltener sind über dem Brennraum stehende Brenner mit nach unten abziehender Flamme (Abb. 205).

Dank der höheren Turbulenz neuzeitlicher Brenner kann die Brennerzahl je Kessel vermindert werden; daher läßt sich das direkte Verfahren (Einzelmühle), bei dem die Verteilung des Staub-Luftgemisches auf mehrere Brenner Schwierigkeiten macht, auch bei Großkesseln verwenden.

2. Gerüst. Der Brennraum ist in der auch bei anderen Feuerungsarten üblichen Weise in ein eisernes Gerippe oder Gerüst einzufassen. Hierbei ist auf möglichst günstige statische Beanspruchung und die Beachtung der dem Feuerungsbau geläufigen Erfahrungsregeln größter Wert zu legen. Die Anker oder Säulen sind, ihrer Beanspruchung auf Knickung oder Biegung entsprechend, auszubilden. Sie dürfen nicht allseitig eingemauert werden; wenn es irgend geht, sollen sie ganz frei liegen, um hinreichend gekühlt zu werden. Bei kleineren und mittleren Anlagen werden Brennkammer und Kessel samt ihren Gerüsten am besten auf einen eisernen Tragrost gesetzt, Abb. 202, oder die Gerüstsäulen werden unmittelbar auf die unterste Sohle gestellt (Abb. 201). Eisenbetonsockel sind wegen ihrer Wärmeempfindlichkeit zu vermeiden. Bei Großkesseln, die nicht zugleich Sonderkessel sind, empfiehlt sich u. U. die Aufhängung der Oberkessel an den Dachbindern (Abb. 235).

3. Gewölbe und Decken. Selbsttragende Gewölbe werden nur noch in vereinzelt Fällen bei kleinen Kesseln verwendet.

Unter den aufgehängten Decken gibt es eine große Anzahl von

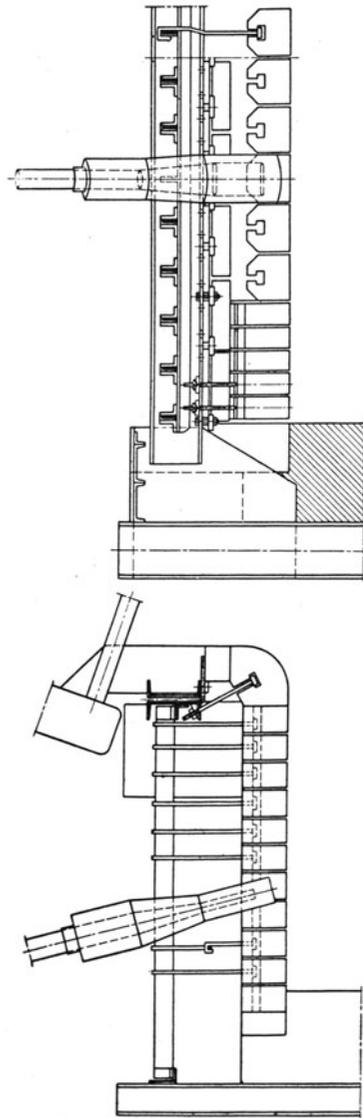


Abb. 213. Schaltrechte Decke nach Bleibtreu.

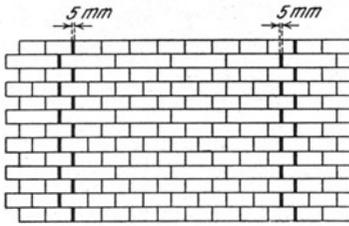


Abb. 214. Anordnung von Läufern und Bindern sowie von Dehnungsfugen bei massiven Wänden¹⁾.

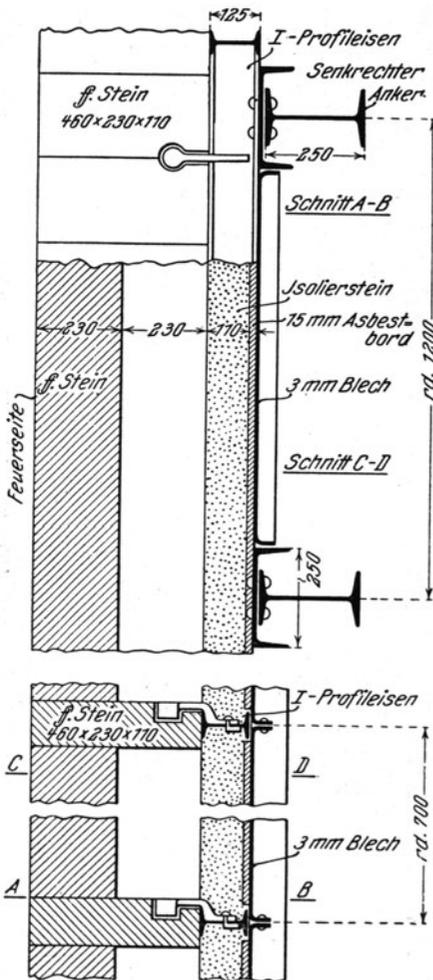


Abb. 216. Luftgekühlte Wand eines Dampfkessels¹⁾.

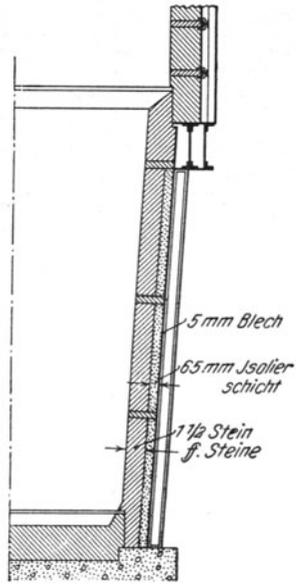


Abb. 215. Feuerraum mit senkrechter Dehnungsmöglichkeit; die Anordnung kommt vor allem für nachträglich auf Kohlenstaub umgestellte Dampfkessel in Betracht¹⁾.

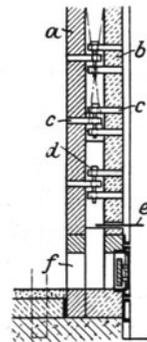


Abb. 217. Luftgekühlte Wand der Fuller-Lehigh Co. für Dampfkessel.
a ff. Innenwand, b Rotziegel-Außenwand, c extralange Steine, d Riegel, e Luftschieber, f Luftleinlaß zur Brennkammer.

¹⁾ Bleibtreu: Stahleisen Bd. 45, Nr. 37, S. 1594f. 1925.

Ausführungen. Meistens wird von der Gewölbeform ganz abgesehen und eine flache (scheidrechte) Decke benutzt, bei der jeder Stein für sich an einer eisernen Armaturn befestigt ist. Die gebräuchlichsten Aufhängungsarten zeigt Abb. 210.

Die Steine werden zuweilen an wassergekühlten Rohren aufgehängt; jedoch wiegt die Hammerkopf- oder Schienenaufhängung vor. Aufhängungen mit Innenkeil sind weniger zu empfehlen, weil die Steine leicht gesprengt werden¹⁾. Eine in Amerika sehr verbreitete Decke zeigt Abb. 211. Die Rundungssteine hängen mit nasenartigen Vorsprüngen an den Steinen der vorletzten Reihe und sind nur halb so breit wie diese. Eine ähnliche

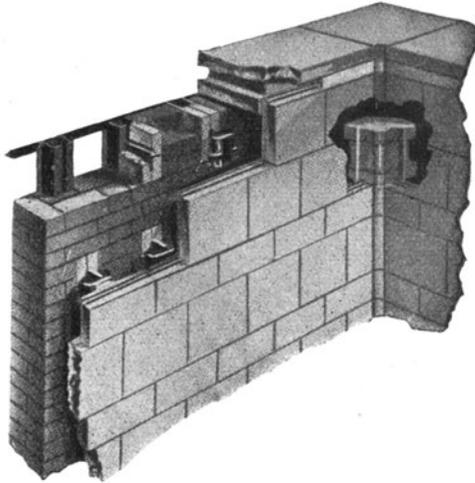


Abb. 218. Luftgekühlte Wand der Drake Non-Clinkering Furnace Company für Dampfkessel.

Aufhängung geht aus Abb. 212 hervor. Die Rundung wird durch 4 keilartige Steine mit Hammerkopfaussparung gebildet; sie werden von hufeisenartigen Klammerngefaßt, die ihrerseits an einem mit der wagerechten Schiene verkeilten Bogenstück durch eine Klemmrippe befestigt sind. Um bei Auswechslungen der Steine keine größeren Betriebspausen eintreten zu lassen, ist es wichtig, daß die Steine einschließlich der Rundungssteine von außen ausgetauscht werden können. Dies läßt sich bei der Decke nach Abb. 213 leicht bewerkstelligen. Außerdem können die Steine während des Be-

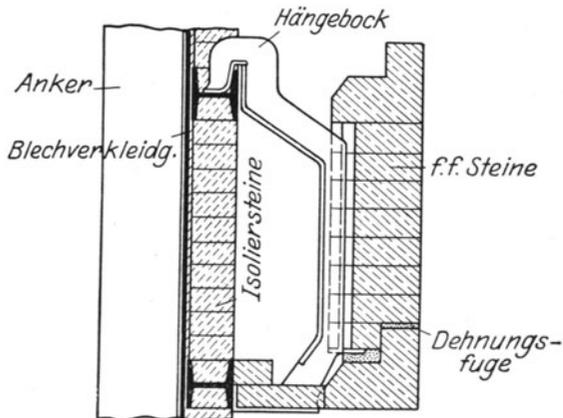


Abb. 219. Luftgekühlte Seitenwand der M. H. Detrick Co. für Dampfkessel.

¹⁾ Schulz u. Gropp: Arch. Wärmewirtsch. Bd. 7 (1926), Nr. 5, S. 126.

triebes durch Lösen oder Anspannen der Rundungssteine bei eintretendem Treiben oder Schwinden nachgestellt werden, so daß weder zu große Fugen, noch zu starke innere Spannungen auftreten.

4. Vollwände. Massive nicht gekühlte Wände finden sich heute nur noch bei kleineren Einheiten; man macht dann das feuerfeste Futter einen Stein stark. Dabei werden die Steine in der Regel in jeder vierten wagerechten Reihe als Läufer und in den zwischenliegenden Reihen als Binder verlegt (Abb. 214). Die Läuferreihe wird nach

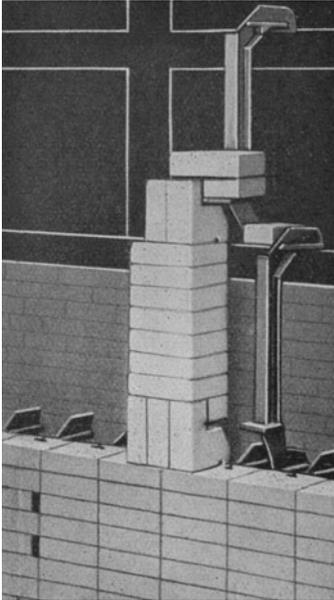


Abb. 220. Aufbau der luftgekühlten Wand der M. H. Detrick Co.

der Außenseite der Wände zu mit feuerfesten Bindern hintermauert. Die wagerechte Dehnung kann durch Fugen nach Abb. 214 oder Abb. 228 aufgenommen werden. Die Fugen können mit Asbestschnur ausgelegt werden. Verschiedentlich hat man bei massiven Wänden zur Entlastung der unteren Steinlagen in halber Wandhöhe Entlastungsbögen eingezogen und unmittelbar darunter Fugen für die senkrechte Dehnung angebracht. Derartige Gewölbe sind nicht zweckmäßig; sie erzeugen in den Widerlagern hohe Drücke, die bei einsetzender Dehnung unzulässig groß werden können. Nachteilig ist ferner, daß diese Drücke in den Ecken der Brennräume auftreten, wo die Steine gleichzeitig infolge mangelnder Kühlung besonders hohen Temperaturen ausgesetzt sind. Für Dehnungsfreiheit in senkrechter Richtung kann ferner in der durch Abb. 215

gekennzeichneten Weise gesorgt werden. Bei hohen Wandungen besteht die Gefahr, daß infolge der starken Dehnung auf der Feuerseite die in das Rotziegelmauerwerk übergreifenden Binder brechen und daß die Wand nach der Feuerseite ausbiegt und einstürzt. Rotziegel sollte daher auf untergeordnete Brennräume beschränkt werden. Stattdessen wähle man ff. Steine zweiter Güte oder auch eine gute Sorte Verblendsteine; sie haben im Gegensatz zu Rotziegel etwa den gleichen Wärmeausdehnungskoeffizient wie ff. Baustoffe. Die ff. Steine der Feuerseite können auch von einer Steinlage oder Schüttung aus Wärmeschutzmasse (Kieselgur) und einem Blechmantel eingefaßt werden. Derartige Wände sind zwar etwas teurer, haben sich aber wegen ihrer geringen Wärmeausstrahlung vor allem in schlecht ventilierten Kessel-

häusern bewährt. Gegen Einsturz nach innen sichert man sich am besten dadurch, daß man die Wand entweder um etwa 5° zurücklehnt (Abb. 215), oder daß man die bis zur Außenseite durchlaufenden ff. Binder mit Aussparungen versehen; in diese werden kleine Haken oder Riegel lose eingelegt und an dem Blechmantel oder Gerippe des Brennraums befestigt. Bei leichtflüssigen Schlacken, die die

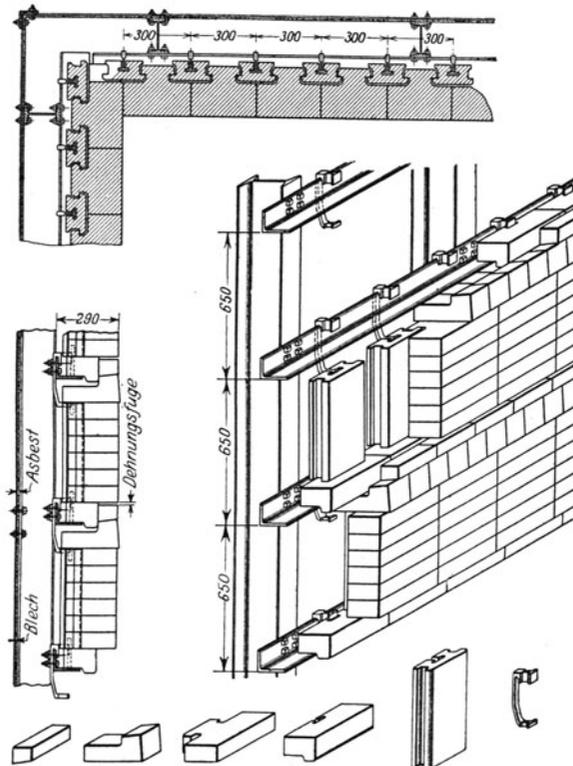


Abb. 221. Wand der Liptak Fire-Brick Arch Co. für Dampfkessel.

ff. Steine von den Fugen aus angreifen, haben sich zurückgelehnte Wände nicht bewährt.

Vor einigen Jahren wurde vorgeschlagen, die feuerfesten Steine zwecks besserer Kühlung mit feinen Löchern zu versehen, durch die die Luft aus dem Kühlmantel in den Brennraum eintreten kann. Praktische Bedeutung hat dieser Vorschlag nicht erlangt, da sich die Löcher schnell durch den von der Luft mitgeführten Staub verstopfen und außerdem an der Feuerseite leicht durch die Schlacke zugeschmolzen wurden.

5. Hohlwände. Bei der luftgekühlten Wand nach Abb. 216 besteht jede 3.—5. Reihe aus extra langen Bindern, die durch kleine Riegel am

Gerüst festgehalten werden. Die zwischen den feuerfesten Steinen und der Isolierschicht befindlichen Kanäle werden von der Verbrennungsluft durchströmt. Das feuerfeste Mauerwerk besitzt gegenüber der äußeren Ziegel- oder Isoliersteinschicht hinreichende Dehnungsfreiheit. Bei der luftgekühlten Wand der Abb. 217 werden die Steine durch Riegelstangen gegen Einsturz gesichert. Um die Luftkühlung der feuerfesten Steine noch zu erhöhen, können diese auch als dünne Platten mit Nut und Feder ausgebildet werden (Abb. 218); jeder Stein besitzt an seiner gekühlten Seite eine Warze, über die eine an dem äußeren Gerippe befestigte eiserne Hülse gestülpt wird. Wenn man zu großen Kesseln mit Wänden von mehr als 6—8 m Höhe übergeht, so erreicht die Druckbeanspruchung in den unteren Lagen leicht ein unerwünschtes Maß. Man ist deshalb in Amerika und neuerdings auch in Europa zu Wänden mit senkrechter Entlastung übergegangen. Die Firma Detrick verwendet gußeiserne konsolenartig ausgebildete Böcke, die am äußeren Gerippe aufgehängt sind und je eine Sektion von 9 übereinanderliegenden Steinen mit Hammerkopfaussparung tragen (Abb. 219 und Abb. 220). Eine ähnliche Bauweise geht aus Abb. 221 hervor. Sämtliche Sektionen sind in senkrechter Richtung durch die zwischen ihnen liegenden Dehnungsfugen entlastet. Auch in wagerechter Richtung besteht hinreichende Dehnungsfreiheit. Reparaturen lassen sich leicht und in kurzer Zeit durch Auswechseln der einzelnen Sektionen bewerkstelligen. Die Böcke oder

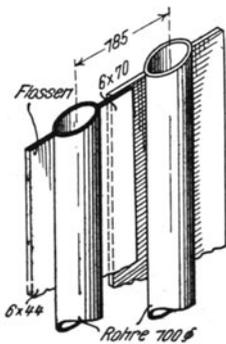


Abb. 222. Wasserrohre mit aufgeschweißten sich überlappenden Flossen für Dampfkessel nach Murray.

Hängeeisen tragen erheblich zum Wärmeübergang von dem feuerfesten Mauerwerk an die durch den Kühlmantel streichende Luft bei. Da der Kühlmantel gegenüber der Brennkammer Überdruck hat, so können undichte Wandstellen keinen Schaden tun. Die Wände sind ferner einsturz sicher. Man kann ihnen daher nach Kollbohm¹⁾ auch eine geringe Neigung gegen den Brennraum geben, so daß die Wand- oder Laufschlacke besser abtropfen kann. Auf diese Weise wird wahrscheinlich die im untern Teil der Wände auftretende Auszehrung der Steine durch herabfließende Schlacke vermindert.

Bei größeren luftgekühlten Wandflächen ist wegen der Wärmedehnung mit erheblicher Luftdurchlässigkeit zu rechnen. Es ist daher unvermeidlich, daß Falschlufft in den Brennraum eindringt, so daß der CO₂-Gehalt bei verhältnismäßig kalten leicht belasteten Brennräumen

¹⁾ Einzelheiten über die Brennräume des Kommunalen Elektrizitätswerks „Mark“ werden demnächst in der Zeitschrift „Elektrizitätswirtschaft“ erscheinen.

und bei zunehmendem Alter merklich von den Zugverhältnissen beeinflusst wird. Bei Entwurf der Sekundärluftöffnungen der Vorder-

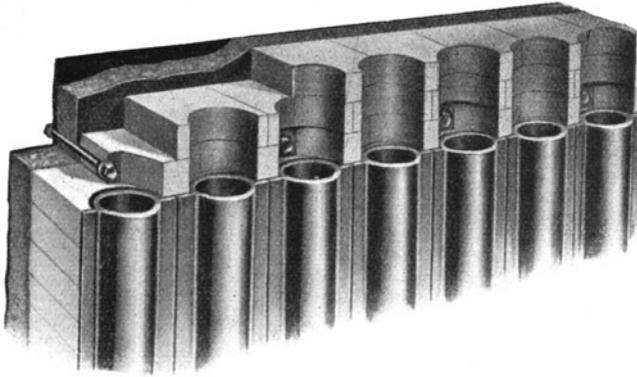


Abb. 223. Wassergekühlte Wand mit Flossenrohren für Dampfkessel nach Murray; Ausführung der Combustion Engineering Co und der Kohlenscheidungsgesellschaft.

wand ist darauf zu achten, daß die Brennraumstrahlung nicht die Böcke oder Hängeisen trifft. Diese könnten sonst bei Teillasten überhitzt werden, da die verringerte Sekundärluftmenge nicht mehr zur Kühlung genügt.

6. Wände mit Kühl- oder Strahlungsheizflächen. Die Wände werden mit senkrechten oder fast senkrechten nahtlos gezogenen Wasserrohren von 80—100 mm Durchmesser belegt, die mit dem eigentlichen Kessel in der auf S. 343 beschriebenen Weise in Verbindung stehen und daher an der Verdampfung teilnehmen. In den meisten Fällen liegen die Wasserrohre nach der Feuerseite frei zutage, so daß sie unmittelbar bestrahlt werden können. Je nach der Größe der Abstrahlung kann man zwischen den einzelnen Roh-



Abb. 224. Auf Wasserrohre aufgegossene Eisenplatten der Drake Non-Clinkering Furnace Company.

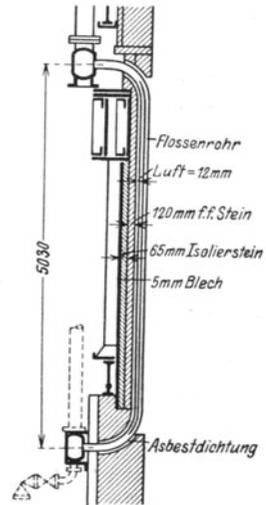


Abb. 225. Schnitt durch eine wassergekühlte Wand für Dampfkessel nach Combustion Engineering Co. 1)

ren mehr oder weniger große, aus feuerfesten Steinen bestehende Rippen stehen lassen. Häufig und vor allem bei großen Kesseln

1) Bleibtreu: a. a. O.

werden die Rohre jedoch mit aufgeschweißten Flossen versehen; diese Flossen können sich entweder überdecken (Abb. 222) oder stumpf aneinanderstoßen (Abb. 223). An die Stelle von Flossen können auch nach einem besonderen Verfahren aufgegossene Eisenplatten treten (Abb. 224).

Bailey verwendet an der Feuerseite der Wand gußeiserne Platten, die mit breiten, die Wärme gut ableitenden Schnallen an den Rohren

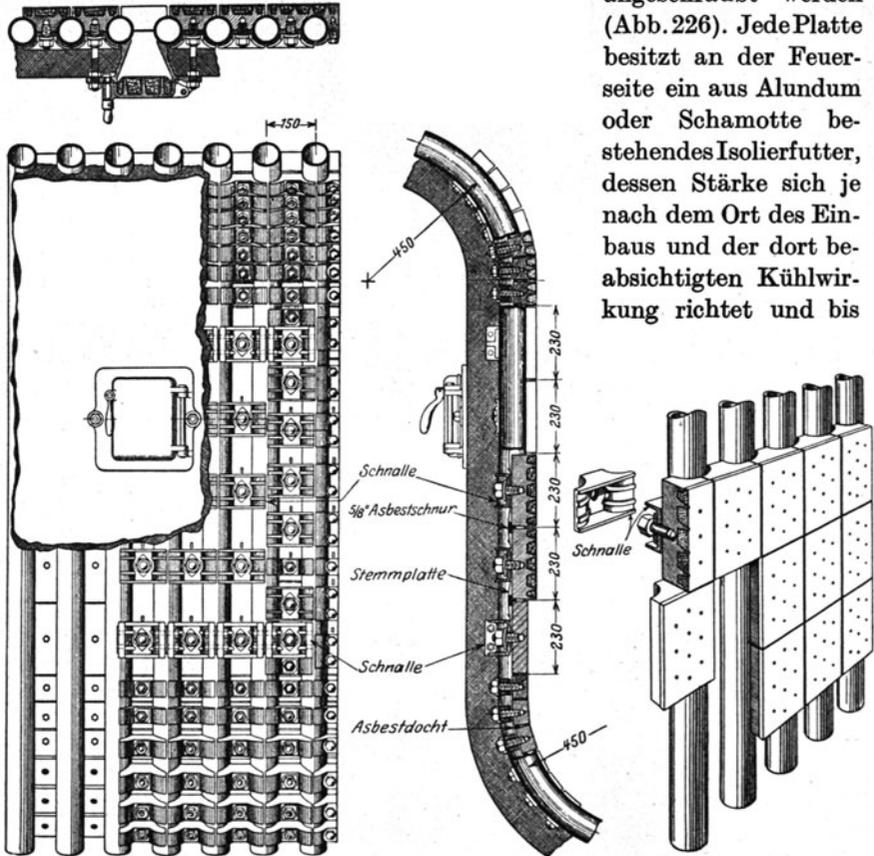


Abb. 226. Wassergekühlte Wand für Dampfkessel nach Bailey.

zu 50 mm beträgt. Die ff. Masse wird übrigens nicht in die Platte eingestrichen, sondern das Gußeisen wird um den fertigen Futterstein herumgegossen.

Die Rohre einer Wand sind unten und oben in gemeinsame, wagerechte oder mäßig geneigte Einlauf- bzw. Auslaufsammler eingewalzt (Abb. 225 und 229). Die oberen (Auslauf-)Sammler werden starr oder federnd mit dem Brennkammergerüst verbunden, während die unteren

angeschraubt werden (Abb. 226). Jede Platte besitzt an der Feuerseite ein aus Alundum oder Schamotte bestehendes Isolierfutter, dessen Stärke sich je nach dem Ort des Einbaus und der dort beabsichtigten Kühlwirkung richtet und bis

(Einlauf-)Sammler meistens schwebend angeordnet sind (Abb. 225). Bei Baileywänden sind sie jedoch auf Federn aufgelagert (Abb. 229), um einen Teil der schweren Plattenwand zu tragen und dadurch die Einwalzstellen der oberen Sammler zu entlasten.

Die Verbindung der Sammler mit dem eigentlichen Kessel und die beim Entwurf wassergekühlter Wände zu beachtenden Regeln werden auf den S. 376—383 besprochen. Es ist ein verhängnisvolles Wagnis, wenn wassergekühlte Wände ohne genaue Kenntnis der zugehörigen Kesselart und der dabei auftretenden Strömungsverhältnisse entworfen werden.

Schauklappen für die Seitenwände sind Abb. 226 und Abb. 227 zu entnehmen.

7. Entschlackungsvorrichtungen. Von der gesamten Aschenmenge sammeln sich je nach Brenner- und Schlackenart im Brennraum 15 bis

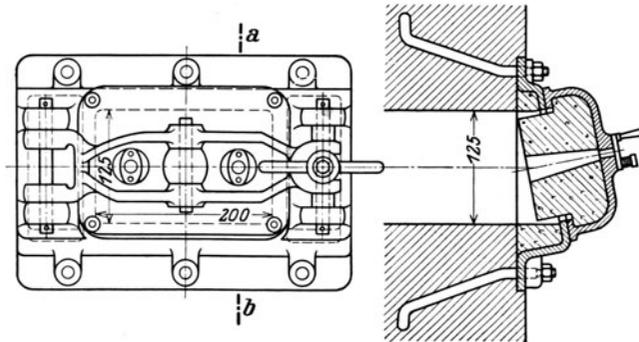


Abb. 227. Schauklappe für Brennraum-Seitenwände von Dampfkesseln;
Hersteller: Maschinenfabrik Rud. Pawlikowski in Görlitz.

50 vH an; häufige Werte sind 30—40 vH; sie steigen mit sinkendem Aschenschmelzpunkt und steigender Brennraumtemperatur; bei senkrechten über dem Herd umkehrenden Flammen scheint der Schlacken-anfall etwas größer als bei wagerecht oder schräg nach unten gerichteten Flammen zu sein.

Damit sich die Schlacke leicht entfernen läßt, muß sie entweder in leichtflüssigem oder trockenem, körnigem Zustand auf dem Brennraumboden anfallen.

Mit leichtflüssigem Schlacken-anfall ist jedoch nur bei dauernd voll-belastetem Brennraum mit hohen Temperaturen zu rechnen. Bei Teil-lasten bilden sich zähflüssige oder sogar „erfrorene“ Schlacken; sie verstopfen bei trichterförmigen Böden den Abzug und lassen sich nur mit Mühe und unter Beschädigung des Bodens entfernen. Der seitliche, bei Industrieöfen übliche Schlackenablauf mit flachem und un-gekühltem Boden ist Trichterböden vorzuziehen. Flache Böden werden

zweckmäßig mit zwei Lagen ff. Steinen und einer 200 mm starken Schüttung aus Dolomitschotter versehen. Nachdem die angesammelte Schlacke bei Vollast verflüssigt worden ist, wird sie durch ein Stichloch abgezogen, Abb. 203. Flache Herde mit flüssiger Entschlackung finden in Amerika wachsenden Anklang. Die erforderlichen hohen Brennraumtemperaturen sind laut Seite 373/376 auch zwecks Erzielung hoher Brennraumbelastungen erwünscht, verlangen aber gleichzeitig

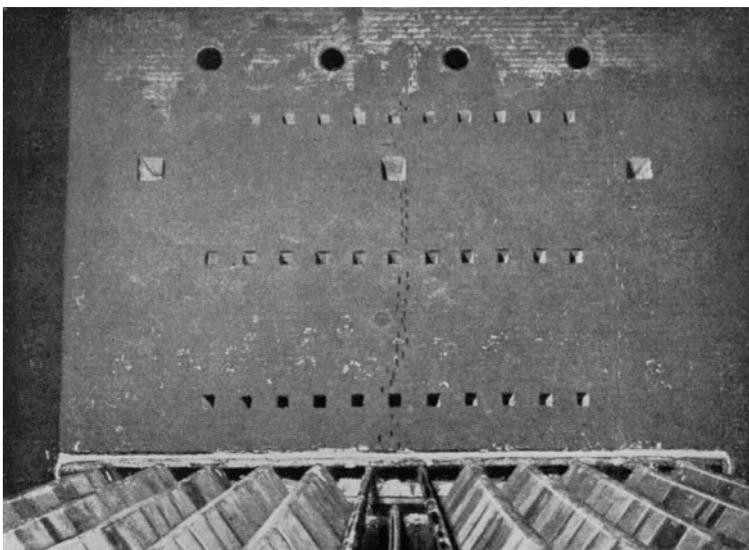


Abb. 228. Dachartiger Kühlrost nach Seymour. Die Kühlroste sind mit dachartigen Platten überdeckt.

feuerfeste Baustoffe, die gegen Schlackenangriff möglichst unempfindlich sind.

In trockenem, körnigem Zustand fällt die Schlacke nur an, wenn 1. hohe Aschenschmelzpunkte vorliegen, und wenn 2. die fallende Schlacke zwischen Flamme und Herd zum Erstarren gebracht werden kann. Hierzu dient der Wasser- oder Kühlrost. Er wird im Abstand von 1 m und mehr über dem Boden angebracht und besteht aus einer Anzahl sanft geneigter, im Mittel 250 mm voneinander entfernter nahtlos gezogener Rohre von 100 mm Durchmesser. Sie sind wie die Kühlrohre der Wände an beiden Enden in Ein- und Auslaufsammler eingewalzt, die außerhalb der Vorder- und Rückwand des Brennraumes liegen und wie die Sammler der Wände in den Wasserkreislauf des Kessels eingeschaltet sind. Die durch den Kühlrost hindurch fallende Asche gelangt in erstarrtem Zustand auf den Boden.

Die Wände des Brennraums sind etwa 1 m über dem Rost mit Tropfleisten zu versehen, damit die zähflüssige Lauschlacke freifallend zum Boden gelangt, ohne sich am Rost festzusetzen. Damit die Flamme bei Überlastungen durch den Rost nicht hindurchschlägt, werden die Rohre neuerdings zuweilen gegen die Flamme durch gußeiserne dachartige Platten abgedeckt (Abb. 228). Der Boden kann flach oder trichterförmig, massiv oder luftgekühlt sein. Im letzten Fall wird zuweilen Carborundum wegen seiner guten Leitfähigkeit als Innenbelag ver-

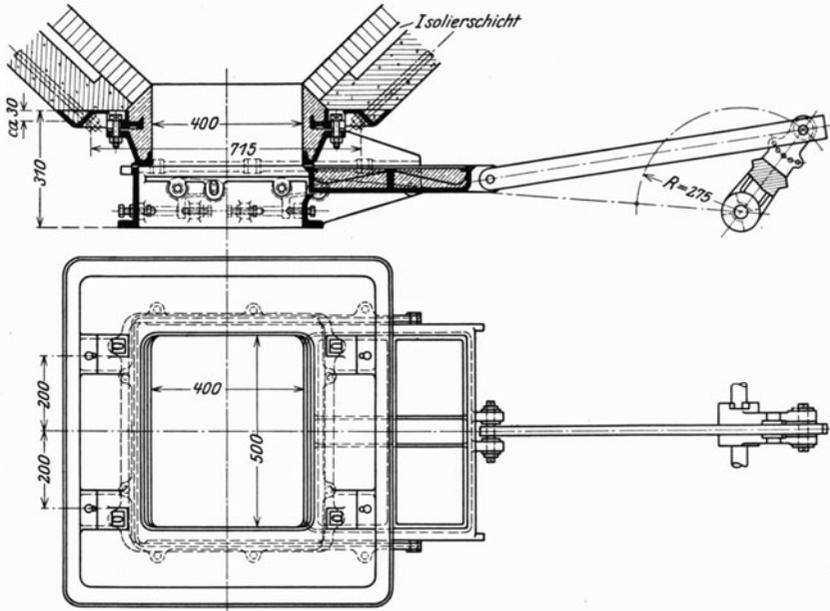


Abb. 230. Schlackenschieber der Maschinenfabrik Rud. Pawlikowski, Görlitz.

wendet. Bei großen Kesseln ist ein trichterförmiger Boden mit steilen Rutschwinkeln flachen Herden vorzuziehen. Bei einigen neuen Ausführungen fällt der Kühlrost fort; stattdessen wird der Boden mit mehr oder weniger abgedeckten Wasserrohren belegt, die wie die Wasserrohre der Seitenwände untereinander und mit dem Oberkessel verbunden sind (Abb. 229 und 199). An Stelle besonderer Bodenrohre können sich auch die Rohre der Seitenwände über dem Boden fortsetzen (Abb. 226).

Bei kleineren Kesseln genügt es, die erstarrte Schlacke einmal in der Woche durch Kratzisen zu entfernen; bei größeren Einheiten kommt man jedoch mit der Reinigung von Hand nicht mehr aus. Eine gebräuchliche Anordnung zeigt Abb. 229. Die Schlacke gelangt aus dem wasser- oder luftgekühlten trichterartigen Boden der Brennkammer in die Schlackenpfanne. Aus dieser wird sie in gewissen Abständen durch

Öffnen eines auf Rollen beweglichen, meist mit Preßwasser betätigten Schiebers in den Schlackenkanal gestürzt. Zur Lockerung der Schlacke dienen kleine Stochlöcher; die Schlacke wird mit Preßwasser fortgespült. Durch Anordnung eines einzigen Trichters mit langer, über der Spülrinne liegender Öffnung wird diese Entaschung baulich und betrieblich recht einfach. Wenn die Spülentaschung in Europa in Einzelfällen nicht befriedigt hat, so liegt das vor allem daran, daß zu viele kleine Trichter verwendet werden; die Verbindung mit dem Schlackenkanal wird daher unübersichtlich und in der Unterhaltung teuer. Einen bewährten Schlackenschieber, der von Hand oder mit Preßwasser bedient werden kann, zeigt Abb. 230.

d) Die Grenzen der Brennraumbelastung B_{\max} und der Wandbauarten.

Wie auf S. 47f. gezeigt wurde, muß allgemein zugleich mit B_{\max} auch der Quotient H/I erhöht werden, wenn man von Nebeneinflüssen, wie der Lage der Flächen H zur Flamme oder der Form des Brennraums absieht. Würde nur B_{\max} erhöht, so könnten die Brennraumtemperaturen für die ff. Wandoberflächen zu hoch werden. Würde nur H/I , etwa durch Einbau von Kühlflächen vergrößert, so würden ϑ_m , B_{\max} , k und damit die Kesselleistung sinken (Satz I, S. 49). Die Mittel zur Erhöhung von B_{\max} sind S. 52f. zu entnehmen; am gebräuchlichsten sind Lufterhitzung und Erhöhung der Turbulenz.

B_{\max} ist zu erhöhen:

1. mit H/I , wenn $\vartheta_m = \text{const}$ sein soll (Satz II, S. 49). B_{\max} muß noch weiter erhöht werden, wenn laut Satz VIII (S. 51) ϑ_f konstant gehalten und damit ϑ_m erhöht wird; der Einfluß von steigendem H/I geht aus den senkrechten Spalten der Zahlentafel 30 hervor.

2. wenn laut Satz IX (S. 51) mit steigender Schlackenfließtemperatur ϑ_s auch ϑ_m erhöht werden darf. Der Einfluß von steigendem ϑ_s geht aus den wagerechten Zeilen der Zahlentafel 30 hervor.

Zahlentafel 30¹⁾ gibt für normale Kessel mittlerer Größe ungefähre obere Grenzwerte, die nur für den Fall gelten, daß kein übermäßiger Schlackenangriff eintritt, daß also die Wandtemperaturen unter dem

Zahlentafel 30. Brennraumbelastungen bei normalen Kesseln.

Schlackenfließtemperatur ϑ_s	1300°	1225°	1150°
Vollwände kcal/m ³ ·h	bis 135 000	bis 110 000	bis 90 000
Luftgekühlte Wände „	„ 165 000	„ 135 000	„ 110 000
Luftgekühlte Wände mit Kühlrost „	„ 180 000	„ 150 000	„ 120 000
Wände mit Kühlflächen „	„ 230 000	„ 195 000	„ 150 000

¹⁾ Im wesentlichen dem Unterausschuß für kohlengefeuerte Kraftwerke der Intern. Railway Fuel Association, Chicago, entnommen.

Schlackenfließpunkt liegen. Wie die Zahlentafel zeigt, kann man sich in Kesselleistung oder Haltbarkeit der ff. Oberflächen sehr täuschen, wenn die Schlackenfließtemperatur nicht berücksichtigt wird.

Beträgt bei normalen Kesseln ohne oder mit nur geringer Lufterhitzung, wie üblich, das Verhältnis $\frac{\text{Brennrauminhalt } I}{\text{Kesselheizfläche } H_k} = 0,18$ bis $0,22 \text{ m}^3/\text{m}^2$, so erhält man die spez. Heizflächenbelastung überschläglich, wenn man B_{max} durch 3800 bis 4000 dividiert. Hieraus und aus Zahlentafel 30 folgt, daß die spez. Heizflächenbelastung bei Brennräumen ohne Kühlflächen und bei den üblichen Schlackenfließpunkten nicht über 30 bis 35 $\text{kg}/\text{m}^2 \cdot \text{h}$ getrieben werden sollte, je nachdem ob Voll- oder Hohlwände benutzt werden. Diese Grenzen sind natürlich nicht scharf. So kann die Heizflächenbelastung bei Steilrohrkesseln und Vollwänden wegen der verhältnismäßig großen angestrahlten Kesselheizfläche häufig auf 40 $\text{kg}/\text{m}^2 \cdot \text{h}$ gesteigert werden. Auch wirtschaftliche Überlegungen verbieten eine scharfe Abgrenzung. Wände mit Kühlflächen sind in der Anlage teurer, in der Unterhaltung häufig billiger als Voll- oder Hohlwände. Bei Umstellung alter Kessel oder bei Kapitalknappheit kann es daher geboten sein, auch bei Überschreitung der für Voll- und Hohlwände angegebenen B_{max} -Werte auf Kühlflächen zu verzichten und damit vermehrten Schlackenangriff sowie hohe Unterhaltungskosten in Kauf zu nehmen. Im einzelnen muß eine Wirtschaftlichkeitsrechnung entscheiden, wobei auch Betriebszeit und Kohlenpreis zu berücksichtigen sind. Es gibt auch Grenzfälle, in denen man vor dem Einbau von Kühlflächen zuerst versuchen sollte, den Schlackenangriff durch Änderungen am Brenner und der Luftzufuhr zu vermindern; zuweilen ist es z. B. möglich, die heißesten Wandstellen durch Erhöhung der Flammenturbulenz rückwärts in die Nähe der Brenner zu verschieben und dadurch der Berührung mit der Schlacke zu entziehen.

Der schädlichen Wirkung leichtflüssiger Schlacken kann ferner durch erhöhten Luftüberschuß entgegengearbeitet werden; erstens wird die Flammentemperatur erniedrigt, zweitens kann die auf S. 17 erwähnte Fließpunkterhöhung in oxydierender Atmosphäre eintreten. Im allgemeinen ist die Erhöhung des Luftüberschusses jedoch wenig wirksam und führt außerdem laut Satz VII (S. 51) in der Regel zur Erniedrigung von B_{max} . Man hat ferner versucht, den Schlackenangriff durch Verwendung hochwertiger, gegen flüssige Schlacken verhältnismäßig unempfindlicher Baustoffe, wie Karborundum, zu verringern. Der Gewinn steht jedoch bei kleineren Kesseln nicht im Verhältnis zu den vermehrten Anlagekosten.

Wände mit Kühlflächen werden zwar von der Schlacke verhältnismäßig wenig angegriffen, weil entweder die Wandtemperaturen unter

dem Schlackenfließpunkt liegen oder weil wie im Fall der Baileywände ein feuerfester Belag benutzt wird, der gegen flüssige Schlacke wenig empfindlich ist. Die Kühlflächen gestatten daher die Verwendung von Kohlen, die wegen ihrer leichtflüssigen Schlacken sonst nur mit Schwierigkeiten zu verwenden wären. Jedoch können nicht sinkende, sondern steigende Schlackenfließpunkte insofern nachteilig wirken, als die Schlacke nicht mehr glatt abfließt und damit den Wärmeübergang an die Kühlflächen beeinträchtigt (Abb. 231). Gleich-

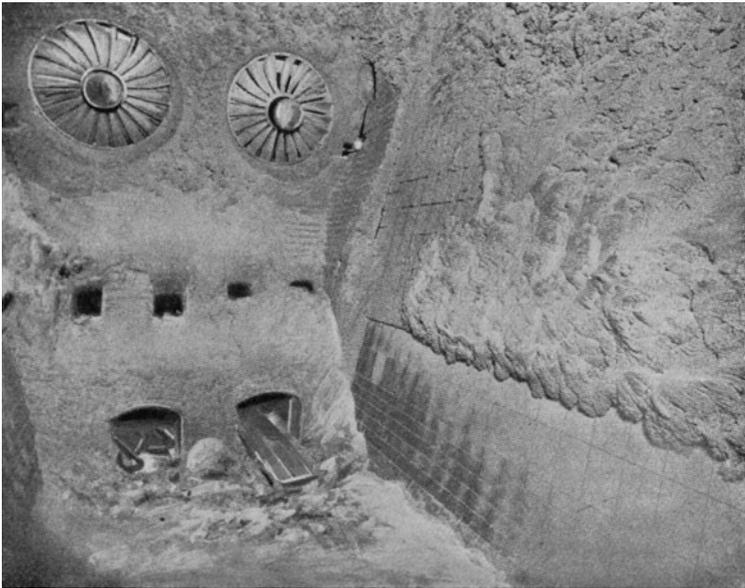


Abb. 231. Schaum- und flugsandartige Ansätze an Stirn- und Seitenwand einer Bailey-Dampfkesselbrennkammer; beachte die Schleudervirkung der Drallbrenner.

zeitig steigen aber die Temperaturen im Brennraum, so daß sich die Verschlackung gleichsam selber in ihrer Entwicklung abbremst und auffängt. Immerhin kann der Wärmeübergang bei Übergang zu Kohlen mit höheren Schlackenfließpunkten (strichpunktierte Linie, Abb. 232) sinken. Man erkennt daraus die Unsicherheit in der Vorausberechnung der Kühlflächen.

Bei Übergang zu Sonderkesseln können H/I und damit B_{\max} über das bei normalen Kesseln übliche Maß gesteigert werden. Der Kessel des Calumet-Kraftwerks, Abb. 202, weist bei einem Schlackenfließpunkt von nur 1000° eine Brennraumbelastung von rund 180000 bis 220000 kcal/m³·h auf (Abb. 232); sie konnte vorübergehend bei 25 vH Luftüberschuß bis auf 300000 kcal/m³·h gesteigert werden; die Schlacke

läuft dabei in dünnen Schichten an den Wänden entlang. Die höchsten, bisher im Dauerbetrieb erzielten Werte im Betrag von $330\,000 \text{ kcal/m}^3 \cdot \text{h}$ bei nur 15 vH Luftüberschuß weist der Kessel im Charles-Huntley-Kraftwerk, Abb. 203, auf; daß die Brennraumbelastung trotz Fortfalls der Luftvorwärmung höher als im Calumetkraftwerk ist, liegt zum Teil an dem höheren Turbulenzgrad (Radiale Anordnung der Brenner), zum Teil auch an dem höheren Schlackenfließpunkt, vor allem aber an den außerordentlich hohen, wegen des Karborundumbelags zulässigen Temperaturen im unteren Teil der Brennkammer (Verbrennungsanlauf, S. 53). Die Schlacke wird flüssig mit Temperaturen von häufig über 1400° abgestochen.

Sieht man von diesen und einigen anderen Sonderfällen ab, so liegt die beim heutigen Stand im Dauerbetrieb erreichbare höchste Brennraumbelastung bei etwa $250\,000 \text{ kcal/m}^3 \cdot \text{h}$. Damit bleibt man aber hinter den bei neuzeitlichen Rostfeuerungen erreichbaren Dauerwerten von $350\,000$ bis $400\,000 \text{ kcal/m}^3 \cdot \text{h}$ noch immer weit zurück. Hohe B_{\max} sind aber mit Rücksicht auf kleine billige Brennräume, kleine Grundflächen des Kessels und leichte billige Kesselgerüste dringend erwünscht. Eine der wichtigsten künftigen Aufgaben ist es daher, B_{\max} weiter zu erhöhen. Dabei besteht die Kunst nicht, wie vielfach angenommen wird, in der Unterbringung der Kühlflächen, sondern in der Erhöhung der Verbrennungsgeschwindigkeit. Die hierfür zur Verfügung stehenden Mittel (s. S. 52f.) sind bisher bei weitem nicht erschöpft worden.

e) Kühlflächen des Brennraums (außer Strahlungsüberhitzern).

1. Lebensdauer. Da die Kühl- oder Strahlungsrohre dem vollen Dampfdruck und außerdem verhältnismäßig hohen spez. Heizflächenbelastungen ausgesetzt sind, müssen an Baustoff, Herstellung und Abnahme mindestens ebenso scharfe Ansprüche wie bei den Wasserrohren des eigentlichen Kessels gestellt werden.

Rohrschäden sind zurückzuführen auf

1. fehlerhaften Baustoff,
2. fehlerhaftes Einwalzen,
3. Überhitzung der Rohrwand im Betrieb infolge von Ablagerungen, seltener infolge zu heißer Flamme oder schlechten Umlaufs.

Die Fehler 1. und 2. lassen sich, wie die Erfahrungen neuerer deutscher und ausländischer Kraftwerke zeigen, bei geeigneter Zusammenarbeit mit dem Hüttenwerk sowie durch sorgfältige Montage auf einen kleinen Bruchteil des früher üblichen Maßes verringern.

Überhitzte Rohrstellen zeigen sich meistens als örtlich ziemlich scharf umgrenzte Ausbeulungen oder auch als Schuppen oder Aus-

zehrungen, die häufig von Schlacke überdeckt sind. Werden sie nicht rechtzeitig erkannt, so bilden sich nach einiger Zeit Löcher oder Anrisse. Sie zwingen in der Regel zu sofortiger Stillsetzung und sind um so unangenehmer, als sie meist gerade zur Zeit hoher Belastung und geringer Reserve entstehen.

Die Lebensdauer der Kühlrohre hängt, fehlerfreie Herstellung und Montage vorausgesetzt, ab von

1. dem Reinheitsgrad des Speisewassers,
2. dem Wärmeübergang,
3. dem Wasserumlauf.

Bei richtiger Bauweise und Speisewasserbehandlung zählt die Lebensdauer der Kühlrohre nach Jahren, ohne daß sich bestimmte Zahlen geben lassen. Störungen, die zu sofortiger Stillsetzung zwingen, sind selten und jedenfalls nicht häufiger als bei den unteren hochbelasteten Wasserrohren rost- oder ölgefeuerter Schrägrohrkessel. Trotzdem werden die Kühlrohre auf manchen Werken alle 4 bis 8 Wochen auf Anrisse untersucht, weil sich die Kühlflächen in größerer Nähe der Belegschaft befinden. Die Verbrühungsgefahr ist daher größer als bei Rohrbrüchen im eigentlichen Kessel.

2. Speisewasser. Das Speisewasser darf weder schlammhaltig noch hart noch gashaltig sein. Während den beiden ersten Forderungen die vor allem in größeren Kraftwerken neuerdings üblichen Evaporatoren besonders gut entsprechen, erfolgt die Entgasung, soweit sie nicht im Kondensator stattfindet, zweckmäßig in geeigneten Vorwärmern. Bei Oberflächenkondensatoren ist darauf zu achten, daß die Rohrpackungen kein Kühlwasser in das Kondensat übertreten lassen.

3. Wärmeübergang.

Der Wärmeübergang W_B , ausgedrückt in kcal/m^2 gesamte Kühlrohrläche $\cdot h$, steigt mit der Kesselbelastung (Abb. 232 und 233); er hängt ferner, wie Abb. 232 zeigt, von dem Grad der Verschlackung und damit von Kohlenart und Betriebsdauer ab; aus diesem Grunde wird von jetzt ab nicht mehr wie bei den grund-

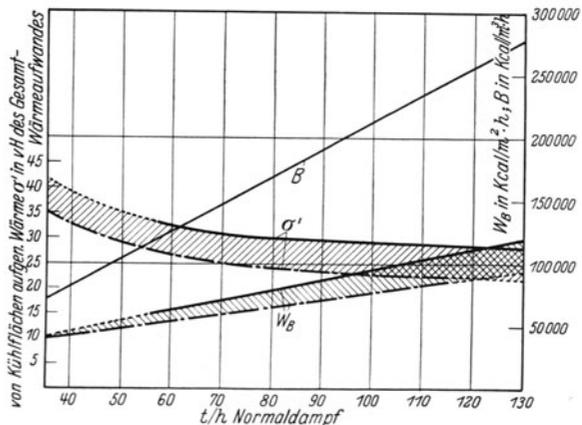


Abb. 232. Brennraumbelastung B , Wärmeübergang W_B an die Kühlrohre und der von diesen aufgenommene Anteil σ' des gesamten Wärmearaufwandes bei Kessel der Abb. 202. (Die strich-punktiierten Linien zeigen den Einfluß der mit dem Schlackenfließpunkt steigenden Verschlackung.)

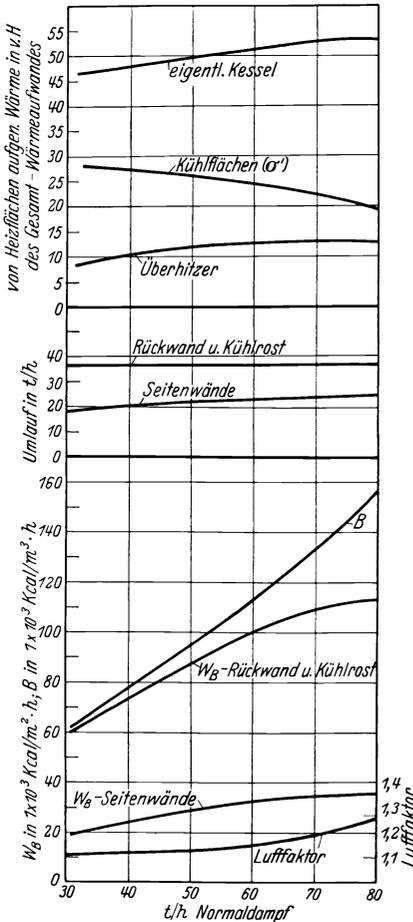


Abb. 233. Kennlinien der Kühlrohre des Kessels Nr. 3 der Zahlentafel 32¹⁾.

Bei Baileyblöcken mit kalorisiertem Eisenbelag bis zu 130000 kcal/m²·h.

Der Wärmeübergang ist jedoch nach der Lage der Kühlflächen zu Flamme und ff. Wänden örtlich sehr verschieden. Hohe Wärmeüber-

sätzlichen Betrachtungen die projizierte, sondern die gesamte Rohroberfläche zugrunde gelegt. Von Einfluß ist ferner die Lage des Rohrs zur Wand; die Kühlrohre der Rückwand und des Kühlrostes der Abb. 233 treten aus der Wand hervor und haben daher erheblich höhere Werte für W_B als die in die Wand eingelassenen Kühlrohre der Seiten. Man erkennt daraus, daß die Bestimmung des Wärmeübergangs im voraus unsicher ist, daß man sich aber bei etwa zu groß gewählten Rohroberflächen im Notfall nachträglich durch mehr oder weniger stark vorspringende ff. Wandoberflächen helfen kann.

Aus einer Anzahl von Versuchen an verschiedenen Kesseln ergeben sich für W_B folgende für Vollast geltende, auf eine ganze Wand bezogene Mittelwerte:

a) Seitenwände.

Bei nackten Rohren: 100000 bis 140000 kcal/m²·h mit unteren und oberen Grenzwerten von 20000 und 250000 kcal/m²·h.

Bei Baileyblöcken mit ff. Belag 80000 bis 90000 kcal/m²·h, bezogen auf die Blockoberfläche, und 45000 bis 55000 kcal/m²·h, bezogen auf die Kühlrohroberfläche.

b) Boden.

Bei Kühlrosten je nach Verschlackung und Höhe des konvektiven Wärmeübergangs bei Berührung der Rohre durch die Flamme zwischen 30000 und 200000 kcal/m²·h²⁾.

¹⁾ Nat. El. Light Ass., Publ. Nr. 278ff., S. 21/5.

²⁾ Nat. El. Light Ass., Pulverized Fuel, New York 1925, S. 6. — Nat. El. Light Ass., Pulverized Fuel, New York 1926, S. 19—21. — Schulz und Gropp: Arch. Wärmewirtsch. Bd. 7, Nr. 5, S. 126f. 1926.

gänge finden sich in den dem Flammenanfang benachbarten Teilen der Seitenwände sowie der unteren Hälfte der Rückwand, bei Umkehrflammen häufig auch in den der Kehre benachbarten Teilen der Seiten. Verhältnismäßig niedrige Wärmeübergänge weisen die Kühlrohre in der Nähe der Ecken und in der Stirnwand auf. Die Verteilung des Wärmeübergangs auf die Wände untersuchte Grunert auf dem Calumet - Kraftwerk; er teilte die aus Baileyblöcken gebildete Brennraumoberfläche des Kessels der Abb. 202 in 48 Sektionen und berechnete ihren Wärmedurchgang aus der Temperaturdifferenz zwischen je zwei Punkten in den Blöcken. Ordnet man die Sektionen nach steigendem Wärmedurchgang an, so ergibt sich Zahlentafel 31. Die geringsten und höchsten W_B -Werte betragen in den Seitenwänden 19900 bzw. 400000 kcal/m²·h, in der Rückwand 73100 bzw. 199500 kcal/m²·h, im Boden 24600 bzw. 98500 kcal/m²·h, in der Decke 66500 bzw. 79300 kcal/m²·h und in der Stirnwand 13300 bzw. 73100 kcal/m²·h. Dem mittleren Wärmedurchgang durch die Blöcke von 85100 kcal/m²·h entspricht ein mittlerer Wärmeübergang an die Kühlrohre von rd. 50000 kcal/m²·h. Da sich die örtlichen Wärmedurch- und Übergänge zum Teil nach wagerechten Zonen abstufen, so sind die Unterschiede zwischen den W_B -Werten je Rohr geringer als bei den Blöcken.

Zahlentafel 31. Wärmedurchgang W_B der Baileyblöcke des Kessels nach Abb. 202.

Kühlrohroberfläche in vH	Aufgenommene Wärme- menge in vH (abgerundet)	W_B in kcal/m ² ·h
50	18	30500
25	24	82000
10	16	137000
10	21	179000
5	21	358000
100	100	85100

Für die mit guter Haltbarkeit verträglichen höchsten W_B -Werte je Rohr lassen sich keine festen Zahlen geben. Dabei ist, wie Münzinger¹⁾ zeigt, wiederum zwischen dem örtlichen höchsten Wärmeübergang und dem gesamten Wärmeübergang je Rohr zu unterscheiden, wobei der letztere wieder eine Funktion der Rohrlänge ist. Bei amerikanischen Versuchen mit nackten Rohren in unmittelbarer Nachbarschaft des heißesten Teils hochturbulenter Flammen wurden auf kurzen Rohrstrecken Werte von schätzungsweise über 500000 kcal/m²·h erreicht. Die Rohre zeigten nach einigen Monaten Beulen und Schuppen. Sie schienen nicht nur unter den hohen Temperaturen, sondern auch unter

¹⁾ Leistungssteigerung von Dampfkesseln. Berlin 1922.

der Sandstrahlwirkung der Brenner gelitten zu haben. Bei Rohren, die mit Baileyblöcken abgedeckt sind, wurden auf kurzen Strecken Wärmeübergänge bis zu $670000 \text{ kcal/m}^2 \cdot \text{h}$ gemessen, ohne daß sich ernsthaftige Rohrschäden feststellen ließen. Diese Zahlen liegen aber weit unter den höchsten örtlichen W_B -Werten der meisten betriebsmäßigen Feuerräume. Immerhin empfiehlt es sich, Rohre mit besonders hohen örtlichen W_B -Werten in ihrer Länge einzuschränken oder teilweise durch ff. Steine abzudecken. Bei Rohren von 7 m Länge und mehr darf der mittlere Wärmeübergang, wie die Erfahrung zeigt, noch unbedenklich $250000 \text{ kcal/m}^2 \cdot \text{h}$ betragen; jedoch auch dieser Wert wird in betriebsmäßigen Feuerungen meistens nicht erreicht. Daraus folgt, daß, gutes Wasser und einwandfreien Umlauf vorausgesetzt, die heute üblichen Wärmeübergangszahlen sowohl ihren örtlichen wie ihren Gesamtwerten nach hinreichend weit unter den vom Standpunkt der Rohrhaltbarkeit zulässigen Höchstwerten bleiben. Das geht auch daraus hervor, daß sich bei den untersten Rohren von Schrägröhrkesseln sowohl bei Rost- wie Ölfeuerungen Werte bis zu $200000 \text{ kcal/m}^2 \cdot \text{h}$ finden. Bei Lokomotivfeuerkisten liegt W_B übrigens häufig über $250000 \text{ kcal/m}^2 \cdot \text{h}$, wobei die vorwiegend der Strahlung ausgesetzte Decke den höchsten örtlichen Wärmeübergang hat. Nebenbei sei bemerkt, daß in der amerikanischen Praxis mit dieser Zahl seit Jahrzehnten gerechnet wird¹⁾. Die in wärmetechnischen Aufsätzen verbreitete Behauptung, die tatsächliche Höhe des vorwiegend strahlenden Wärmeübergangs sei eine neue Erkenntnis, trifft also nicht ganz zu.

Wie auf S. 48 erwähnt wurde, ist die einwandfreie rechnerische Erfassung des Wärmeübergangs noch nicht gelungen. Bei den zahlreichen gleichzeitig auftretenden, ziffernmäßig kaum faßbaren Einflüssen darf man sich von der mathematischen Herleitung von W_B nicht zu viel versprechen. Es wäre immerhin schon etwas gewonnen, wenn sich Mittelwerte mit einiger Sicherheit errechnen ließen.

4. Umlauf. Die Umlaufmenge (Abb. 233; Linie für Fallrohr und Kühlrohreintritt, Abb. 234) ändert sich innerhalb weiter Belastungsgrenzen wenig und fällt erst bei niedrigen Teillasten stark ab. Es kann dann vorkommen, daß sich die Strömungsrichtung in einzelnen Rohren umkehrt, so daß kurz geschlossene Sonderkreisläufe entstehen; die Strömung kann auch in einzelnen Rohren überhaupt aufhören. Da die übertragene Wärme nicht mehr genügend abgeführt wird, besteht Gefahr, daß die Temperaturen der Rohrwand unzulässig hoch werden. Ebenso kann bei plötzlichem Druckabfällen der Umlauf gestört werden.

Der Rücklauf durch den Oberkessel könnte vermieden werden, wenn die Fallrohre ebenso wie die Steigrohre in der Obertrommel mündeten.

¹⁾ Cole, F. J. Locomotive Handbook, A. L. Co. New York.

Man könnte ferner durch Verwendung eines besonderen Dampfsammlers die Verbindung mit dem Oberkessel ganz aufheben. Gegen beides ist jedoch einzuwenden, daß dann die Kühlflächen für sich gespeist werden müßten und dabei schnellerer Kesselstein- und Schlammablagerung unterworfen würden; dies ist umso weniger erwünscht, als die Einlaufsammler mit Rücksicht auf Umlaufstörungen nie im Betrieb, sondern nur bei Stillständen abgelassen werden dürfen. Der getrennte Umlauf verlangt daher äußerst reines Wasser. Er dürfte nur bei sehr großen Kesseln in Frage kommen.

So wichtig guter Wasserumlauf auch ist, so soll man sich doch von seiner Bedeutung keine übertriebene Vorstellung machen. Mehr oder weniger gekünstelte Mittel zur Erhöhung der Umlaufmengen scheinen nach den bisherigen Erfahrungen nicht gerechtfertigt. Münzinger¹⁾ zeigt,

daß der Wasserumlauf mit steigendem Druck zwar etwas abnimmt, daß aber gleichzeitig auch die Größe der Dampfblasen und der Dampfgehalt in den Kühlrohren sinkt; die Rohre werden daher bei hohem Druck besser gekühlt. In der Tat hat der Wasserumlauf auch bei hohen Drücken bisher keine Schwierigkeiten ergeben.

Die Vorgänge im Kühlrohr (Bildung und Verteilung der Dampfblasen, Benetzung der Innenflächen) sowie der Einfluß der Rohrneigung bedürfen noch der Klärung durch die technische Forschung. Ihre Ergebnisse werden auf die weitere Entwicklung der Kühlflächen nicht ohne Einfluß bleiben.

5. Entwurf. Da die rechnerische Erfassung der Kühlfläche auf wissenschaftlicher Grundlage noch zu wünschen läßt, ist die Bestimmung von Größe und Anordnung der Kühlflächen in erster Linie Sache praktischer Erfahrung. Man lehnt sich am besten an ähnlich ge-

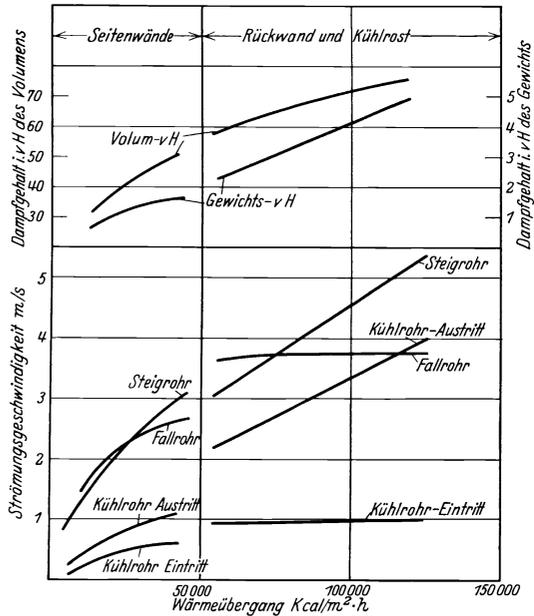


Abb. 234. Strömungsgeschwindigkeiten in den Fall-, Kühl- und Steigrohren sowie Dampfgehalt in den Steigrohren des Kessels Nr. 3 der Zahlentafel 32.

¹⁾ a. a. O.

artete neuere Ausführungen an, wobei die im Betrieb gesammelten Erfahrungen beim Entwurf sinngemäß zu verwerten sind. Liegen hinreichend ähnliche Vorbilder nicht vor, so ist die Größe $H_{kü}$ der Kühlfläche zunächst überschlägig wie im folgenden Beispiel zu ermitteln. Zuvor sei noch auf einige beim Entwurf zu beachtende Punkte eingegangen.

Zahlentafel 31 zeigt, daß 50 vH der Kühlrohroberfläche des Kessels nach Abb. 202 nur 18 vH der an die Kühlrohre überhaupt übertragenen Wärme aufnehmen, während auf die etwa $\frac{1}{4}$ der Oberfläche einnehmenden heißesten Zonen fast 60 vH des Wärmeübergangs entfallen. Wenn auch in den Wärmeübergängen je Kühlrohr wegen der z. T. wagerecht ausgedehnten Zonen nicht so große Unterschiede bestehen, so erkennt man doch, daß mit der Anbringung von Kühlrohren in den Zonen mit geringeren Wärmübergängen zu weit gegangen werden kann. Es ist u. U. wirtschaftlich, die Kühlflächen zugunsten geringerer Anlagekosten und auf Kosten der Haltbarkeit einzuschränken.

Der umgekehrte Fall kann eintreten, wenn bei kleinen und mittelgroßen Kesseln nur ein kleiner Bruchteil der Wandoberfläche mit nackten Kühlrohren belegt werden kann. Bei Vollast können sich in den Pfeilern zwischen den Rohren übermäßig heiße Streifen bilden, während bei Teillast Gefahr besteht, daß die Flamme unter dem Einfluß der in Brennernähe befindlichen Kühlrohre rauchig wird oder gar verlöscht. Beiden Mängeln kann dadurch vorgebeugt werden, daß die Kühlrohre vermehrt und gleichzeitig in die Wand eingelassen werden. Man nähert sich damit den Verhältnissen, wie sie bei Rohren mit Platten- oder Blockbelag (Abb. 224 und 226) vorliegen.

Bei der Anordnung der Kühlrohre sind ferner folgende Forderungen zu berücksichtigen:

1. Schneller Verbrennungsanlauf des Staubes durch heiße um den Brenner gruppierte Flächen (S. 53).
2. Möglichst geringer Abfall der Verbrennungsgeschwindigkeit gegen Flammenende durch geeignete Anordnung der Kühlrohre und Flammen zueinander im Sinne von Abschnitt 4 auf S. 54f.
3. Alle Kühlrohre sollen möglichst die gleiche Belastung haben. Dieser Forderung kann bei Feuerungen nach Abb. 203 und 204 mit gleicher Lage aller Rohre zur Flamme am besten entsprochen werden.

Für den Entwurf der einzelnen Rohre ist noch folgendes zu beachten:

- a) Die Kühlrohre sollen so lang wie möglich sein, und zwar
 1. weil die Druckdifferenz der den Umlauf verursachenden Wassersäulen mit der Höhe wächst;
 2. weil die Zahl der Einwalzstellen mit der Rohrlänge abnimmt;
 3. um Wärmedehnungen besser aufnehmen zu können.

b) Krümmer, vor allem solche mit kleinem Radius, sind zu vermeiden, weil sie den Strömungswiderstand erhöhen und bei den Kühlrohren zu Überhitzung der Wand infolge anhaftender Dampfblasen führen können.

c) Man Sorge für möglichst gleiche Strömungswiderstände in den einzelnen parallelen Teilströmen; die Einlaufsammler werden daher zuweilen an zwei oder noch mehr Stellen durch Fallrohre gespeist (Abb. 197 a).

Über die Größe des Fallrohrquerschnitts gehen die Ansichten auseinander. Geht man in der Bemessung zu weit, so wird der Umlauf bei plötzlichen Druckentlastungen gestört. Bei neueren Ausführungen finden sich Fallrohrgeschwindigkeiten von 3—4 m/sek (Abb. 234).

Rechenbeispiel. Für einen Schrägrohrkessel von 750 m² sind Brennraumgröße *I* und Kühlfläche *H_{kü}* zu berechnen.

Gegeben:

<i>H_k</i>	750 m ²
Stündliche maximale Normaldampfmenge	38 t/h
Kesselwirkungsgrad	0,82
Lufterhitzung	250° C
Luftfaktor bei Vollast	1,2
Schlackenfließpunkt	1250° C

Versuchsweise werde *I/H_k* mit 0,22 m³/m² angenommen (s. Zahlentafel 32). *I* = 0,22 · 750 = 165 m³. Dann ist

$$B_{\max} = \frac{38\,000 \cdot 640}{0,82 \cdot 165} = 180\,000 \text{ kcal/m}^3 \cdot \text{h}.$$

Die mittlere Brennraumtemperatur *ϑ_m* sei mit 1300° angenommen. Dann ist nach Gleichung (4) S. 51 der vom Brennraum aus übertragene Anteil *σ_{te}* des Gesamtwärmeaufwandes

$$\sigma_{te} = \left(1 - \frac{1,2 \cdot 1300}{2300} \right) + \frac{8,5 \cdot 0,245 \cdot 250}{7000} = 0,40.$$

Die vom Brennraum aus angestrahlte Heizfläche des eigentlichen Kessels beträgt *H_{ks}* = 44 m²; ihr Wärmeübergang werde mit *W'_B* = 150 000 kcal/m² · h angenommen. Bei den Kühlflächen werde mit Rücksicht auf die Verschlackung vorsichtshalber ein niedrigerer Wert, nämlich *W''_B* = 100 000 kcal/m² · h angenommen.

Aus

$$\frac{H_{ks} \cdot W'_B + H_{k\ddot{u}} \cdot W''_B}{I \cdot B_{\max}} = \sigma_{te}$$

folgt

$$H_{k\ddot{u}} = \frac{0,40 \cdot 165 \cdot 180\,000 - 44 \cdot 150\,000}{100\,000} = 53 \text{ m}^2;$$

$$\frac{H_{k\ddot{u}}}{I} = \frac{53}{165} = 0,32 \text{ m}^2/\text{m}^3; \quad \frac{H_{k\ddot{u}}}{H_k} = \frac{53}{750} = \text{rd. } 0,07 \text{ m}^2/\text{m}^2.$$

Diese Verhältniszahlen liegen innerhalb der üblichen Grenzen (Zahlentafel 32, Nr. 3). Beim Entwurf stellt sich dann heraus, ob die Kühlrohre auf Rückwand und Kühlrost oder Boden zu beschränken oder auf die Seiten auszudehnen sind.

Zahlentafel 32. Kennziffern neuerer Kohlenstaubkessel.

1.	Kessel Nr.	1	2	3	4	5
2.	Kesselart	norm.Schräg-rohrkessel 24	norm.Schräg-rohrkessel 26	norm.Schräg-rohrkessel 27	Schräg-rohr-Sonderkessel 23	Schräg-rohr-Sonderkessel 23
3.	Dampfdruck atü					
4.	Heizflächen:					
5.	der Kühlflächen H_{kd} m ²	258 ¹⁾	289 ¹⁾	147 ²⁾	190 ³⁾ (330) ⁴⁾	229 ³⁾ (rd. 390) ⁴⁾
6.	des eigentlichen Kessels H_k "	1675	1560	1590	1165	552
7.	des Konvektions-Überhitzers "	352	390	292	660	279
8.	des Economisers H_E "	—	—	—	890	823
9.	des Lufterhitzers "	920	2370	3700	—	3870
10.	Brennrauminhalt I m ³	351	403	380	245	350
11.	Abgastemperatur hinter H_k °C	294	323	355	352	767
12.	Abgastemperatur im Fuchs "	236	214	188	190	143
13.	Lufterhitzung "	129	232	260	—	203
14.	Brennraumbelastung B kcal/m ³ ·h	208000	186000	158000	294000	250000
15.	Normaldampf t/h	rd. 91	rd. 96	rd. 80	rd. 96	rd. 120
16.	Spez. Heizflächenbelastung kg/m ² ·h	54,4 ⁵⁾	61,5 ⁵⁾	50,1 ⁵⁾	82,3 ⁵⁾	218 ⁵⁾ (87) ⁶⁾
17.	Verhältniszahlen:					
18.	I/H_k	0,21	0,26	0,24	0,21	0,63
19.	H_{kd}/I	0,74	0,72	0,39	0,78 ³⁾ (1,35) ⁴⁾	0,65 ³⁾ (1,1) ⁴⁾
20.	H_{kd}/H_k	0,15	0,18	0,09	0,16 ³⁾ (0,28) ⁴⁾	0,17 ³⁾ (0,28) ⁴⁾

1) Die Kühlrohre der Seiten- und Rückwände sind in die Wandfläche eingelassen.

2) Die Kühlrohre der Seiten sind in die Wandfläche eingelassen; die Kühlrohre der Rückwand treten aus der Wandfläche vor.

3) Bezogen auf die Oberfläche der Baileyblöcke.

4) Bezogen auf die Oberfläche der durch Baileyblöcke abgedeckten Kühlrohre.

5) Bezogen auf H_k .

6) Bezogen auf ($H_k + H_E$).

Erscheint dabei aus baulichen Gründen eine Vergrößerung von H_{ki} erwünscht, so ist zu versuchen, einen Teil der Rohre, z. B. in den Seitenwänden, zwischen den ff. Steinen einzulassen, wobei für diesen Teil von H_{ki} natürlich niedrigere W_B -Werte anzunehmen sind.

Brennstoffe mit an sich verhältnismäßig langen Brennzeiten, wie Koks- und anthrazitartige Stäube, verlangen laut Satz IV (S. 50) mit Rücksicht auf die Entlastbarkeit zwar geringere Kühlflächen als gasreichere Staubarten. Wie die praktische Erfahrung zeigt, ist der Unterschied jedoch geringer, als im allgemeinen angenommen wird. Entlastbarkeit oder Regelbereich lassen sich durch die in Satz IV angegebenen Mittel erhöhen. Außerdem können die Brennzeiten durch Verbrennungsanlauf sowie durch Erhöhung der Turbulenz und der Lufterhitzung (S. 52f.) verkürzt werden. Je mehr von diesen Mitteln Gebrauch gemacht wird, wie etwa im Fall von Sonderkesseln, desto mehr tritt die natürliche Trägheit des Brennstoffs zurück und desto geringer ist der Abfall der Kesselleistung bei Übergang zu gasarmen Brennstoffen. Einen weiteren sehr wirksamen Ausgleich bietet die Erhöhung der Mahlfeinheit. Auf Grund der vorliegenden Erfahrungen geht man sicher, wenn man den Abfall der maximalen Leistung des Kessels bei Übergang von gasreichen zu gasarmen Kohlen mit nicht mehr als 20 vH bei älteren und mit höchstens 15 vH bei neueren Bauarten annimmt.

f) Strahlungsüberhitzer.

W_B liegt bei verschiedenen Ausführungen zwischen 80000 und 140000 kcal/m²·h, gegenüber 4000 bis 16000 kcal/m²·h bei gewöhnlichen Konvektionsüberhitzern und 20000 bis 25000 kcal/m²·h bei Zwischendecküberhitzern nach Abb. 198. Die Strahlungsglieder sind also besonders hoch beansprucht und haben daher geringere Lebensdauer als die Rohre gewöhnlicher Überhitzer. In verschiedenen Fällen ist daher zu Rohren aus Chromnickel oder zu Chromstahl übergegangen worden. Haltbarkeitszahlen liegen jedoch noch nicht vor. Der Strahlungsüberhitzer ist eine wertvolle Ergänzung des Rauchgasüberhitzers. Bei diesem nimmt bekanntlich die Dampftemperatur bei zunehmender Belastung bis zu einem gewissen Grade zu, bleibt dann aber etwa gleich. Beim Strahlungsüberhitzer nimmt die Dampftemperatur dagegen mit zunehmender Belastung ab, da die eingestrahlte Wärme nicht so stark anwächst wie die den Überhitzer durchströmende Dampfmenge; der Überhitzungsgrad fällt daher. In gleicher Weise findet bei zunehmendem Luftüberschuß beim Rauchgasüberhitzer eine Zunahme, beim Strahlungsüberhitzer eine Abnahme der Überhitzungstemperatur statt. Beide Überhitzerarten ergänzen sich daher zu einer früher unbekanntenen Gleichmäßigkeit der Überhitzung bei wechselnden Betriebsverhältnissen.

Dieser Vorteil erscheint jedoch nicht groß genug, um durchschnittlichen Kesselanlagen Strahlungsüberhitzer empfehlen zu können, solange die Fragen des Baustoffs und der Haltbarkeit nicht geklärt sind. Auch gehen die Ansichten über den Einfluß hoher Drücke gerade bei anerkannten Hochdruckfachleuten auseinander. Während Hartmann zweckmäßig angeordnete Konvektionsüberhitzer vorzieht, vertritt Anderson die Ansicht¹⁾, daß die Haltbarkeit der Strahlungsglieder mit dem Druck wächst, weil die Dampfgeschwindigkeit erhöht werden könne und weil die spez. Wärme des Dampfes steigt; beides begünstige die Kühlung der Rohrwände.

g) Eigentliche Kesselheizfläche, Überhitzer, Ekonomiser, Luftherhitzer²⁾.

Am Oberkessel sind bei Kohlenstaubfeuerungen keine tiefgreifenden Abänderungen vorzunehmen. Es stehen daher im allgemeinen der Umstellung rostgefeuerter Wasserrohrkessel auf Kohlenstaub keine Schwierigkeiten im Wege. Bei stark schlackenden Aschen empfiehlt es sich häufig, im Falle von Schrägrohrkesseln den wagerechten und senkrechten Rohrabstand in den beiden untersten Reihen zu vergrößern, damit die sich bildenden Schlackenbrücken leichter einbrechen und abfallen (Abb. 201—203). Bei alten Kesseln könnte auch jedes zweite Rohr der untersten oder der beiden untersten Rohrreihen fortgelassen werden. Bei Steilrohrkesseln vergrößert man den gegenseitigen Abstand der an der Feuerseite liegenden Rohre am besten dadurch, daß man jedes zweite Rohr etwas in den Brennraum hineinragen läßt. Bei Schrägrohrkesseln werden die unteren Rohrreihen zweckmäßig auf ihrer ganzen Länge der Brennkammerstrahlung und den aufziehenden heißen Rauchgasen ausgesetzt (Abb. 198, 201, 202). Ist dies bei bereits vorhandenen Kesseln nicht möglich, so soll der dem Brennraum ausgesetzte Teil der Rohrlänge so groß sein, wie es sich mit den Strömungswiderständen im zweiten und dritten Zug vereinigen läßt.

Um den dem strahlenden und konvektiven Wärmeübergang zugrunde liegenden Gesetzen besser zu entsprechen und damit einen billigeren Oberkessel zu erzielen, ist man bei einigen Wasserkammerkesseln zu einer Abstufung der Rohrdurchmesser geschritten. Die unteren im heißen Teil liegenden Rohre erhalten z. B. Durchmesser von 80 bis 100 mm l. W. bei weiter Teilung; die im mittleren Teil des Kessels liegenden Rohre haben 75 mm Durchmesser bei einer mittelgroßen Teilung, während die oberen Rohre 60 mm Durchmesser bei enger Teilung besitzen.

¹⁾ Transactions A. S. M. E. Vol. 50 (1928), Nr. 15, S. 47/67.

²⁾ Einzelheiten über Luftherhitzer sind S. 223f. zu entnehmen.

Bei Umstellung alter Schrägröhrkessel bis zu 250 m² Heizfläche sind in Amerika öfters zwei Kessel nebeneinander unter eine gemeinsame Brennkammer gesetzt worden. Ebenso kann man Steilröhrkessel gegeneinander stellen und über einer gemeinsamen Brennkammer anordnen. Hierbei ergeben sich hohe Brennräume mit langem Flammenauslauf und großen, unmittelbar angestrahlten Heizflächen.

Für die Anordnung der Rauchgasüberhitzer gelten die gleichen Grundsätze wie bei Rostfeuerungen. Meistens geht jedoch die Überhitzung bei Umstellung von Rost- auf Staubbetrieb zurück. Durch den neuerdings sich einbürgernden Zwischendecküberhitzer (Abb. 198) kann die Bauhöhe des Kessels vermindert werden. Gleichzeitig wird infolge des stärkeren strahlenden Wärmeüberganges der Überhitzergrad bei wechselnden Betriebsverhältnissen gleichmäßiger. Bekanntlich bevorzugen die Rauchgase, namentlich bei Teillasten, den mittleren Teil der Kesselzüge. Infolgedessen werden die nach den Außenwänden zu liegenden Überhitzerelemente weniger stark beansprucht als die mittleren. Um dem entgegenzuwirken, werden neuerdings bei verschiedenen Ausführungen in der untersten Rohrreihe auf beiden Seiten je 4, in der zweiten je 3, in der dritten je 2 Rohre fortgelassen.

Die neuerdings hervortretende Neigung, die Strömungsgeschwindigkeiten der Rauchgase zwecks Erhöhung des konvektiven Wärmeüberganges der eigentlichen Kesselheizfläche zu steigern, ist vom Standpunkt der Staubfeuerung unbedenklich. Allerdings kann dabei u. U. die Dringlichkeit der Rauchgasentstaubung wachsen (s. S. 391/395). Ferner steigt mit der Strömungsgeschwindigkeit auch der Zugverlust und damit der Kraftbedarf des Saugzugventilators. Bei neueren amerikanischen Kesseln finden sich Differenzdrücke bis zu 50 mm W.S. In Europa, wo niedrigere Herstellungskosten meistens höheren Kraftkosten gegenüberstehen, dürfte man wohl kaum so weit gehen. Von Einfluß auf die optimale Strömungsgeschwindigkeit ist ferner die Benutzungsdauer und der Regelbereich. Da der Differenzdruck und damit der Kraftbedarf des Saugzugventilators etwa quadratisch mit der Kesselbelastung wächst, ist bei hohen Strömungsgeschwindigkeiten und gleichzeitig weitem Regelbereich eine kostspielige Drehzahl- und Kraftreglung der Saugzugmotoren erforderlich, s. S. 390 u. Abb. 253.

Für Hoch- und Höchstdruck eignet sich die Staubfeuerung besonders gut, und zwar erstens, weil man mit kleineren Trommeldimensionen als bei Rostfeuerungen auskommt. Die Speicherfähigkeit des Kessels kann nämlich wegen des hohen Bereitschaftsgrades der Staubfeuerung verringert werden. Zweitens kommt der Vorteil hoher Drücke in reinen Kraftwerken nur beim sog. Regenerativverfahren zur Geltung. Ekonomiser werden dabei entweder überflüssig oder sehr

klein. Die Abhitze wird statt dessen Lufterhitzern zugeführt. Von diesen kann aber bei Staubfeuerungen viel ausgiebiger Gebrauch gemacht werden als bei Rostfeuerungen (s. S. 345). Der Lufterhitzer wird ferner mit wachsendem Druck im Gegensatz zum Ekonomiser nicht teurer.

h) Luft- und Abgaswege.

1. Allgemeines. Die räumliche Anordnung von Speisewasservorwärmer, Lufterhitzer, Saugzug- und Verbrennungsluftventilatoren kann nicht sorgfältig genug entworfen werden; hiergegen wird noch häufig verstoßen. Vor allem ist zu achten auf

1. möglichst geradlinige Übergänge unter Vermeidung scharfer Biegungen für Rauchgas und Luft (Abb. 235);

2. möglichst kurze Warmluftleitungen;

3. hinreichende Zugänglichkeit der einzelnen Teile, wobei vor allem auf mühelose Auswechslung zu achten ist;

4. die erforderliche Eisenkonstruktion zum Tragen der einzelnen Teile ist unter möglichster Benutzung des Kessel- oder Kesselhausgerüsts zu entwerfen; häufig erhalten die Ventilatorfirmen unzureichende Bauzeichnungen, so daß unübersichtliche Eisenwerkkonstruktionen entstehen.

2. Luftwege. Lufterhitzer können über oder hinter dem Kessel, oder auch neben, unter oder über dem Rauchgasvorwärmer eingebaut werden. Dabei ist auf leichte Auswechselbarkeit der Rohre oder der einzelnen Platten zu achten. Ferner ist durch Einbau von Drosselklappen dafür zu sorgen, daß die Rauchgase sowohl Ekonomiser wie Luftvorwärmer umgehen können.

Für die Luftwege ist folgende Schaltung üblich: Ein Hinterventilator (auch Unterwindventilator genannt) drückt die von außen angesaugte Kaltluft durch Lufterhitzer und Blechkanäle zu den hohlen Brennraumwänden und den Sekundärluftöffnungen. Ein Teil der heißen Luft wird jedoch hinter dem Lufterhitzer nach dem Saugstutzen des Primärluftventilators abgezweigt. Diese saugt außerdem noch zur Erniedrigung der Primärlufttemperatur Kaltluft an. Bei großen Kesseln werden zwei Hinter- und zwei Primärluftventilatoren verwendet.

3. Abgaswege. Die außerhalb des Kessels liegenden Rauchgaszüge sowie der Schornsteinfuchs müssen mit leicht zugänglichen Reinigungsöffnungen versehen sein. Bei eisernen, zum Schornstein führenden Abzügen ist für hinreichende Dehnungsmöglichkeit zu sorgen.

Die erforderliche Schornsteinhöhe hängt außer von der Art des Zuges (natürlicher oder künstlicher) von der Empfindlichkeit der Umgegend gegen Flugstaub und davon ab, ob eine Entstaubungsanlage verwendet wird oder nicht. Man tut in Zweifelsfällen gut, die Schorn-

steine mit ihren Unterbauten so zu entwerfen, daß im Bedarfsfall eine nachträgliche Erhöhung möglich ist.

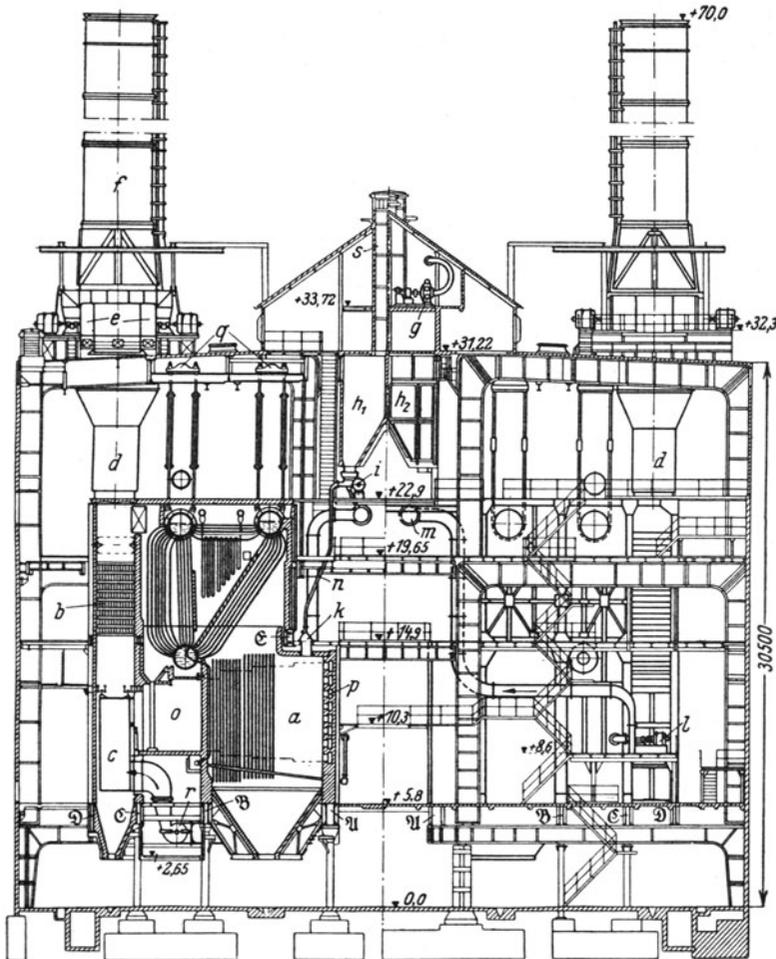


Abb. 235. Schnitt durch das Kesselhaus des Klingenberg-Kraftwerks¹⁾.
a Brennkammer, *b* Ekonomiser, *c* Luftvorwärmer, *d* Fuchs, *e* Saugzuganlage, *f* Schornstein, *g* Kohlenstaubverteiler, *h*₁, *h*₂ Kohlenstaubbunker, *i* Antrieb für die Zuteilschnecken der Brenner, *k* Brennerdüsen, *l* Ventilator für Einblaseluft (Erstluft), *m* Sammelrohr für Einblaseluft zum Anschluß der einzelnen Brenner, *n* Staubleitungen zwischen *k* und *m*, *o* Warmluftkammer, *p* hohle Stirnwand, *q* Aufhängevorrichtung für die Kesseltrommeln am Dach, *r* Zweitluftventilatoren, *s* Explosionschlot für die Kohlenstaubbunker, *A*, *B*, *C*, *D* Tragrost für Kesselgerüst, *E* Träger der Kesselstirnwand und der Feuerraumdecke.

Bei Umstellung vorhandener Kesselanlagen mit natürlichem Zug von Rost- auf Staubbetrieb kommt man, da der Rostwiderstand fort-

¹⁾ Münzinger, a. a. O.

fällt, und der Luftüberschuß abnimmt, meistens mit geringerem, spezifischem Schornsteinquerschnitt aus. Die je Schornstein erzeugte Dampfmenge kann daher erhöht werden. Gegenüber Handfeuerung beträgt die Steigerung rd. 20—30 vH.

Bei Staubkesseln mit künstlichem Zug (Saugzug) liegt der Unterdruck am Eintrittsstutzen des Saugzugventilators bei Höchstlast meistens zwischen 75 und 180 mm W. S.; hiervon entfallen auf den eigentlichen Kessel bis zu 50 mm und auf den Lufterhitzer einschließlich der Zu- und Abführungskanäle je nach ihren Strömungswiderständen sowie nach Bauart und Verschmutzung des Lufterhitzers 15—120 mm mit 30—40 mm als Mittelwerten bei reinen Flächen (s. Abb. 142). Bei Kesseln mit Ekonomisern, Lufterhitzern und Abgaswaschern kann der Unterdruck am Saugzugventilator auf 190—250 mm W.S. und darüber steigen.

4. Kraftbedarf. Der maximale Kraftbedarf der Saugzuganlage beträgt bei großen Kesseln mit Ekonomisern und Lufterhitzern rd. 1—2 kWh/t Normaldampf. Bei Wahl des Saugzugventilators und seines Antriebsmotors ist wegen der gelegentlichen Verschmutzungen des Lufterhitzers und etwa später einzubauender Rauchgas-Entstäubungsanlagen auf genügende Zugreserve zu achten. Der höchste Kraftbedarf des Hinterventilators schwankt je nach Art des Lufterhitzers und der Luftkanäle bei einer Anzahl von Ausführungen zwischen 0,4 und 1,1 kWh/t Normaldampf; für den Primärluftventilator finden sich je nach Art des Brenners und der Luftwege 0,2—0,6 kWh/t Normaldampf (s. Abb. 253).

Kessel, deren Belastung in weiten Grenzen schwankt, werden zuweilen mit zwei Saugzugventilatoren oder mit einem Ventilator und zwei Antriebsmotoren versehen. Außerdem ist für weitgehende Drehzahlreglung zu sorgen. In Frage kommen hierfür Mehrphasen-Induktionsmotoren mit Schleifringen und Polumschaltung für zwei synchrone Geschwindigkeiten.

Mit dem Übergang zu kleineren allseitig von Kühlflächen umkleideten Brennräumen und der Vereinigung der letzteren mit dem Kessel zu einem glatten Block bietet sich vielleicht die Möglichkeit, Brennraum und Abgaswege unter Überdruck zu setzen. Es könnte dann auf den teuren Saugzugventilator verzichtet werden.

5. Beispiel. Das Großkraftwerk Gould Street in Baltimore teilt folgende Werte mit:

Heizfläche des Oberkessels	2460 m ²
Heizfläche der Flossenrohre	245 m ²
Heizfläche des Lufterhitzers	2500 m ²

Speisewasservorwärmer fallen fort; beim Lufterhitzer wurden folgende Temperaturen festgestellt:

Heizflächenbelastung	31	87 kg/m ² · h
Luft vor Lufterhitzer	21 ° C	21 ° C
Luft hinter Lufterhitzer	202 „	306 „
Rauchgas vor Lufterhitzer	286 „	470 „
Rauchgas hinter Lufterhitzer	128 „	218 „

Jeder Kessel hat 16 senkrechte Lopulco-Brenner; je Kessel sind zwei Hinterventilatoren von je 2100 m³ Förderleistung je Minute bei 40° C und 265 mm W. S. vorgesehen; sie sind mit je einem 200-PS-Schleifringmotor für zwei synchrone Geschwindigkeiten von $n = 600$ und 1200 gekuppelt. Die von außen oder aus dem Kesselhaus angesaugte Luft wird durch die Luftvorwärmer und die hohlen Wände der Kessel in die Verbrennungskammer gedrückt. Ein Teil der Luft wird hinter dem Lufterhitzer abgezweigt und zusammen mit Kaltluft von zwei Primärluftventilatoren angesaugt; diese besitzen 280 m³ Förderleistung je Minute bei 450 mm W. S. und 95° C; sie sind mit je einem 75-PS-Schleifringmotor gekuppelt und drücken die auf etwa 90° vorgewärmte Luft den Brennern zu. Hinter dem Lufterhitzer sind zwei Saugzugventilatoren aufgestellt; sie fördern je 3800 m³/min bei —400 mm W. S. am Saugstutzen und 190° C. Jeder Ventilator ist mit einem 550-PS-Schleifringmotor für zwei synchrone Geschwindigkeiten von $n = 450$ und 900 ausgerüstet. Die Gaszüge des Lufterhitzers zerfallen in zwei parallel arbeitende Hälften und sind mit dem Ventilatorstutzen so verbunden, daß zwei Ventilatoren auf jeweils eine Hälfte geschaltet werden können.

i) Flugaschenabscheidung.

Die Kesselzüge sind zur Entfernung der Flugasche (10—20 vH. der Gesamtasche) mit dichtschießenden, leicht zugänglichen Türen auszurüsten; dabei ist auf möglichst steile Rutschwinkel der Austragtaschen zu achten. Trockene Abzüge mit periodischer Entleerung in kleine Wagen sind am gebräuchlichsten. Bei großen Werken bürgert sich jedoch auch die nasse Entaschung ein (Abb. 236). Dabei wird die Asche zusammen mit der Asche der Brennräume in Betonbehälter außerhalb des Kesselhauses gespült. Schlacke und Schlamm setzen sich dort ab; das Wasser wird von schleißfesten Turbopumpen wieder zurückgewonnen. Auf einem amerikanischen Werk wird die Schlacke zur Herstellung von Schlacken-Zementsteinen verwendet. Die Heizflächen sind namentlich im heißeren Teil mit Rußbläsern in der auch bei Rostfeuerungen üblichen Weise auszurüsten. Da sich in verschiedenen Fällen Beschädigungen der unteren Rohre durch Sandstrahlwirkung der Rußbläser herausgestellt haben, empfiehlt es sich, diese nicht nur um ihre Achse drehbar,

sondern auch in der Achsrichtung verschiebbar anzuordnen. Verschiedene Werke ziehen die handbediente Preßluftlanze zur Reinigung der Kesselheizflächen den fest eingebauten Rußbläsern vor. Durch eine hinreichende Anzahl von Schaulöchern, durch welche die Lanzen eingeführt werden können, ist dafür zu sorgen, daß alle Teile der Heizflächen sich leicht bestreichen lassen.

Von der in der Kohle enthaltenen Asche werden je nach Art von Anlage und Kohle 40—80 vH von den Rauchgasen mitgenommen. Bei größeren Anlagen haben sich daher Klagen über Flugstaub-

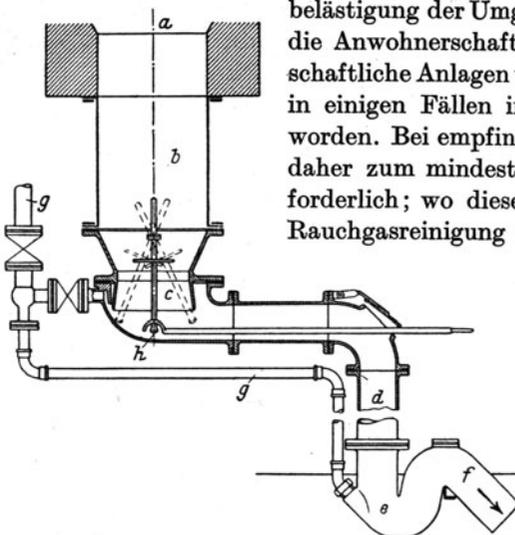


Abb. 236. Flugaschenapparat von Rothstein¹⁾.
 a Aschentrichter, b Ansatzrohr, c Ablöschecken, d Fallrohr,
 Wasserverschluß, f Auslauf zur Spülrinne, g Spülrohr, h Stochervorrichtung.

belästigung der Umgebung gemehrt. Nicht nur die Anwohnerschaft, sondern auch landwirtschaftliche Anlagen wie Felder und Wiesen sind in einigen Fällen in Mitleidenschaft gezogen worden. Bei empfindlicher Nachbarschaft sind daher zum mindesten hohe Schornsteine erforderlich; wo diese nicht genügen, wird die Rauchgasreinigung unvermeidlich. Sie kann erfolgen durch Staubkammern, Prallflächen, Zyklone, Naßabscheider und Elektrofilter.

Staubkammern mit niedrigen Strömungsgeschwindigkeiten (1 bis 1,5 m/sek) und wagenrechten oder geneigten, der Ablagerung dienenden Einbauten dürften wegen der nicht ge-

ringen Anlagekosten und des großen Platzbedarfs auf Einzelfälle beschränkt bleiben. Gegen Prallflächen, wie sie bei der Brüdenentstaubung der Brikettfabriken benutzt werden, sprechen zu geringer Reinigungsgrad oder zu großer Platzbedarf. Diese Nachteile lassen sich allerdings durch Berieselung der Prallflächen vermindern. Zyklone sind aussichtsreicher, haben aber den Nachteil großen Druckabfalls (rd. 70 mm W.S.) und daher hohen Kraftverbrauchs. Der Entstaubungsgrad beträgt selten mehr als 60—70 vH. In dichtbesiedelten Gegenden muß häufig eine Naßabscheidung vor- oder nachgeschaltet werden. Eine Großanlage geht aus Abb. 237 hervor; die Rauchgase werden dabei vorher einer nassen Vorreinigung ausgesetzt, indem sie in dem

¹⁾ Münzinger: Kesselanlagen für Großkraftwerke. Berlin 1928.

Murray-Wäscher unter einer von Wasser berieselten Platte vorbeiziehen. Beim Staubabscheider von Prat-Daniel (Abb. 238) wird der Schleudervorgang in den Saugzugventilator verlegt. Der Entstaubungsgrad beträgt bis zu 90 vH. Der Kraftbedarf ist geringer als bei Zyklonen; er erhöhte sich z. B. bei einer Anlage gegenüber Saugzug ohne Entstaubung um nur etwa 0,25 kWh/t Dampf¹⁾. Bei den Naß-

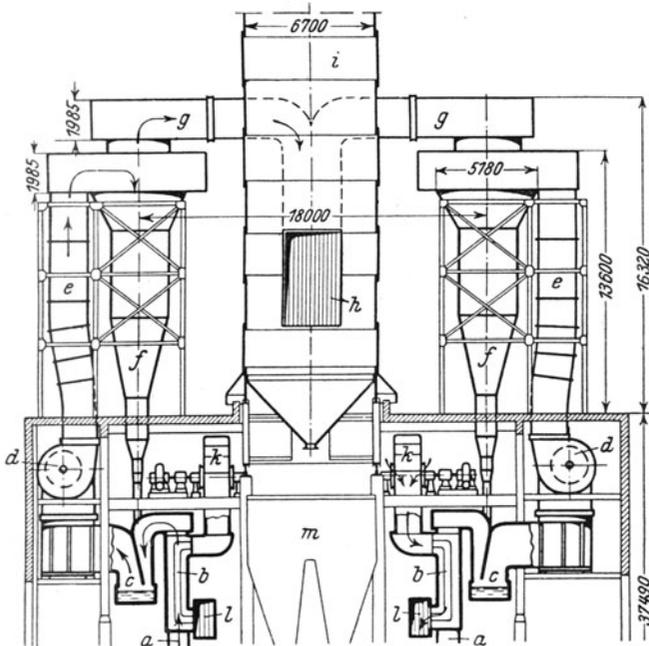


Abb. 237. Zyklon-Flugaschenfänger im East River-Kraftwerk in New York²⁾. *a* Rauchgasaustritt aus Kessel, *b* Luftvorwärmer, *c* Murray-Flugaschenfänger, *d* Saugzugventilator, *e* Fuchs zum Zyklon, *f* Zyklon, *g* Fuchs zum Schornstein, *h* Rauchgaseintritt in Schornstein, *i* Schornstein, *k* Ventilator für Verbrennungsluft, *l* Warmluft-Sammelkanal, *m* Kohlenstaubbunker.

abscheidern wird der Staub mit Hilfe von Wasserdüsen niedergeschlagen. Bei manchen Staubarten bilden sich jedoch zementartige, schwer entfernbare Ansätze. Die Abgastemperatur wird durch die Wassereinspritzung um etwa 50° C erniedrigt, während der Zugverlust 15—25 mm W.S. beträgt. Das Sprühwasser verläßt den Schornstein zum Teil als weiße Dampf Wolke. Der SO₂- und SO₃-Gehalt der Abgase wird nicht wesentlich vermindert. Blechschornsteine sind durch Bleiplatten gegen Korrosion zu schützen. Der Wasserbedarf beträgt etwa 0,05—0,2 l/kg Rauchgas. An Stelle von Düsen werden

¹⁾ Heitmann, a. a. O.

²⁾ Münzinger, a. a. O.

auch berieselte Prallflächen benutzt; der Kraftbedarf ist jedoch größer als bei Düsen¹⁾. Der Reinigungsgrad wird mit 85—90 vH angegeben.

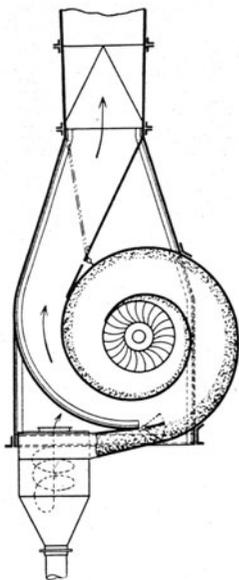


Abb. 238. Trockene Flugstaubabscheidung durch Zentrifugalwirkung nach Pratt-Daniel.

Zahlentafel 33.

Feinheitgrad der Flugasche im Trenton Channel-Kraftwerk.

Sieb-Nr. ²⁾	Durchgang vH
40	rd. 92,5
60	„ 89,0
80	„ 84,5

Die Elektroentstaubung wird auf dem Großkraftwerk Trenton Channel bei Detroit (Abb. 239 u. 240) angewendet. Nach zahlreichen Umbauten hat man eine ziemlich befriedigende Lösung gefunden. Im Anfang machten Kurzschlüsse durch Staubkrusten Schwierigkeiten³⁾. Eine mechanische Abkratzvorrichtung erwies sich als unentbehrlich. Die ganze Anlage mußte zum Schutz gegen Witterungseinflüsse eingebaut werden. Die Feinheit des ausgeschiedenen Staubes geht aus Zahlentafel 33 hervor. Der Reinigungsgrad beträgt 75—95 vH der in den Rauchgasen enthaltenen Staubmengen. Strömungsgeschwindigkeit und Aufenthaltszeit der Rauchgase in den Elektrodenkammern dürfen nicht über 2,5 m/sek bzw. unter 1,75 m/sek liegen, wenn der

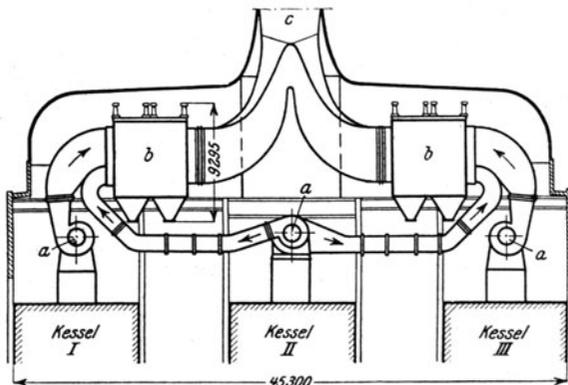


Abb. 239. Cottrell-Flugaschenfänger im Trenton Channel-Kraftwerk bei Detroit³⁾.
a Saugzugventilator, b Cottrell-Flugaschenfänger, c Schornstein.

¹⁾ Heitmann, 20. Berichtfolge des Kohlenstaubausschusses des Reichskohlenrates. ²⁾ S. S. 24.

³⁾ Näheres siehe Power 65 (1927) Nr. 22, S. 834; Münzinger: Kesselanlagen für Groß-Kraftwerke, S. 152/3. Berlin 1928.

Reinigungsgrad nicht unter 90 vH sinken soll. Nach Münzinger würde in Deutschland ein Elektrofilter bei einer Dampferzeugung von rd. 70 t/h 80000 bis 100000 M., entsprechend 4,5—6 M. je ausgebautes kW kosten. Nach Angabe der Siemens-Schuckertwerke läßt sich die zulässige Strömungsgeschwindigkeit bei Verwendung geeigneter Absatzelektronen neuerdings auf 4—5 m/sek steigern. Damit dürften sich Platzbedarf und Anlagekosten erheblich verringern.

Vor allem sollte an der Entwicklung der Zyklone und der Elektroabscheidung weitergearbeitet werden.

Der Gedanke liegt nahe, die Flugstaubmengen dadurch zu vermindern, daß man auf eine Vermehrung der in der Brennkammer

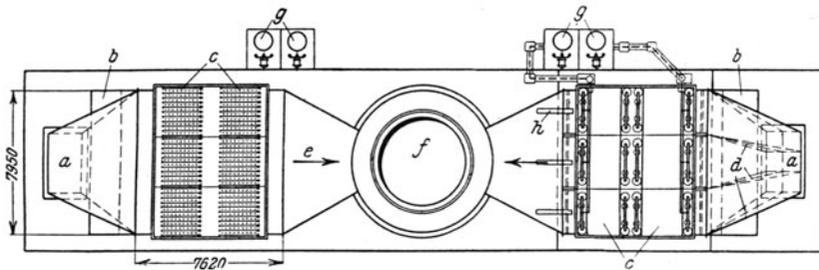


Abb. 240. Grundriß des Cottrell-Flugaschenfängers im Trenton Channel-Kraftwerk bei Detroit¹⁾. *a* Rauchgaseintritt von Kessel I bzw. von Kessel III, *b* desgleichen von Kessel II, *c* Cottrell-Filter, *d* Zugführungswände für Rauchgase, *e* Anschluß an Schornstein, *f* Schornstein, *g* Hochspannungsanlage, *h* Kratzvorrichtung für Filterplatten.

abgeschiedenen Asche hinarbeitet. Dies kann u. U. durch Steilerstellen der Brenner erreicht werden. Wirksamer dürfte jedoch möglichste Verflüssigung und Agglomeration der in der Flamme befindlichen Asche sein; die abgeschleuderte Schlacke kann flüssig abgezogen werden, Abb. 203. Inwieweit Schlackenverflüssigung mit Rücksicht auf die Wände zulässig ist, geht aus S. 373f. hervor.

k) Richtlinien für die Entwicklung von Sonderkesseln.

Bei gegebener Dampfmenge sind drei grundsätzliche Forderungen für die Ausbildung von Brennraum und Heizflächen zu erfüllen:

1. Möglichst hohe Brennraumbelastungen B_{\max} oder möglichst kleine Brennräume zwecks niedriger Anlagekosten von Brennraum und Kesselgerüst.
2. Möglichst kleine, aus feuerfestem (keramischem) Baustoff bestehende Oberflächen zwecks niedriger Unterhaltungskosten.
3. Möglichst kleine Gesamtheizflächen des Kessels.

Um zu zeigen, inwieweit sich diese drei Punkte miteinander vereinbaren lassen, sei von der durch Abb. 14 gekennzeichneten grundlegenden

¹⁾ Siehe Fußnote 3 auf S. 394.

Beziehung $B_{max} = f(\vartheta_m)$ ausgegangen; sie wird, wie die Untersuchungen Wohlenbergs zeigen, von Größe und Form des Brennraums nur in untergeordneter, für die folgende grundsätzliche Betrachtung zu vernachlässigender Weise beeinflusst. Die B_{max} -Linien (Abb. 241) wurden nach dem Verfahren von Wohlenberg¹⁾ ermittelt, wobei jedoch eine hier nicht näher angegebene Korrektur vorgenommen wurde, um die errechneten Werte mit der Praxis in besseren Einklang zu bringen.

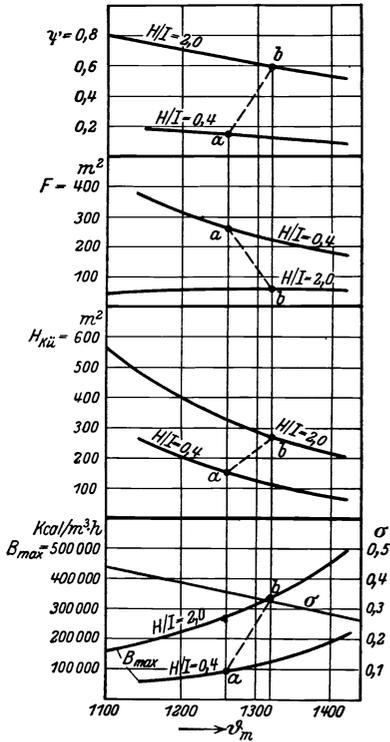


Abb. 241. Beziehung zwischen Brennraumbelastung B_{max} , Kühlflächen H_{ku} , aus feuerfestem Baustoff bestehender Brennraumoberfläche F , Kühlflächenbelag ψ und mittlerer Brennraumtemperatur ϑ_m bei einem Gesamtwärmeaufwand von $50 \cdot 10^6$ kcal/h und bei $H/I = 0,4$ und $2,0$. (H bedeutet die ganze, nicht die projizierte Oberfläche der der Brennraumstrahlung ausgesetzten Rohre des eigentlichen Kessels und des Brennraums; I bedeutet den Brennrauminhalt.)

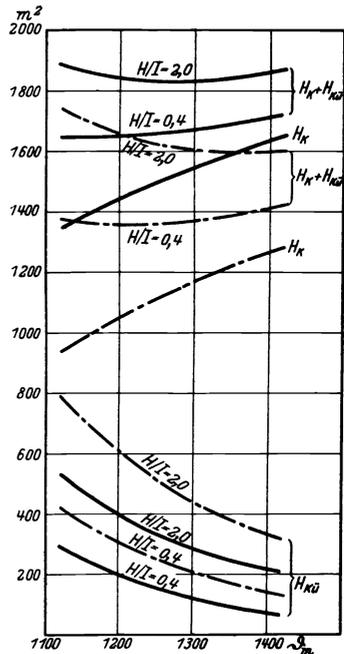


Abb. 242. Kühlfläche H_{ku} , Kesselheizfläche H_k und Gesamtheizfläche bei $H/I = 0,4$ und $2,0$. (Ohne Luftherhitzung = volle Linien.) (Luftherhitzung auf 550° = strichpunktirierte Linien.)

Die so ermittelten B_{max} -Linien weichen von der Wirklichkeit zwar immer noch ab und dürfen daher für konkrete Fälle nicht benutzt werden. Die noch verbleibenden Fehler sind jedoch kaum so groß, daß die Linien

¹⁾ W. J. Wohlenberg u. E. L. Lindseth: The influence of radiation in coal fired furnaces on boiler surface requirements, and a simplified method for its calculation. Am. Soc. Mech. Eng. New York Dez. 1926; siehe ferner S. 48.

nicht als Grundlage für die Ermittlung des grundsätzlichen Verlaufs der andern in Abb. 241 und 242 gezeigten Linien benutzt werden dürften. Für diese wurde ferner ein Schrägrohrkessel mit einem Gesamt-Wärmeaufwand $k \cdot H_u = 50 \cdot 10^6$ kcal/h und einem Wirkungsgrad von 85 vH angenommen. Die $H_{kü}$ -Linien (Abb. 241) verschieben sich mit wachsendem H/I oder B_{\max} nach oben, d. h. der spez. Wärmeübergang W_B an die Kühlflächen sinkt bei $\vartheta_m = \text{const}$ mit wachsendem B_{\max} . Diese Annahme wird, wenn auch vielleicht nicht der vollen Größe nach, durch die Praxis bestätigt; sie äußert sich ferner für das Auge dadurch, daß bei gleichbleibendem ϑ_m , gleicher Flammendicke und wachsendem B_{\max} die Durchsichtigkeit der Flamme zunimmt. Wenn ϑ_m mit Rücksicht auf Schlackenangriff der feuerfesten Oberflächen bei $H/I = 0,4$ beispielsweise nicht über 1260° (Punkt *a*) gehen darf, so möge laut Satz VIII (S. 51) bei $H/I = 2,0$ auf 1320° gegangen werden (Punkt *b*). Der Brennraum verkleinert sich dabei im umgekehrten Verhältnis von B_{\max} auf weniger als $\frac{1}{3}$; $H_{kü}$ wächst verhältnismäßig wenig, während die feuerfeste Oberfläche F stark sinkt; im etwa gleichen Verhältnis sinken die Unterhaltungskosten. Die Forderungen 1 und 2 lassen sich also sehr gut miteinander vereinbaren.

In Abb. 242 sind nochmals die Kühlflächen $H_{kü}$ für $H/I = 0,4$ und $2,0$, und außerdem die eigentliche Kesselheizfläche H_k über ϑ_m aufgetragen, wobei die Temperatur hinter H_k mit 350° angenommen wurde. Die Gesamtheizfläche $H_{kü} + H_k$ ändert sich nur wenig mit ϑ_m und steigt etwas mit H/I . Diese Zunahme dürfte in Wirklichkeit geringer sein, weil sich die $H_{kü}$ -Linien wahrscheinlich mit steigendem H/I weniger als angegeben nach oben verschieben. Die Erhöhung der Anlagekosten für die Heizflächen ist jedenfalls gering gegenüber der gleichzeitigen Erniedrigung der Anlagekosten für Gerüst und Brennkammer sowie der Unterhaltungskosten für diese. Die Forderungen 1 und 2 laufen also Forderung 3 nicht zuwider. Es gibt daher ein wirtschaftliches Optimum des Gesamtkessels, das bei hohem B_{\max} und hohen Brennraumtemperaturen ϑ_m liegt.

Bei Lufterhitzung auf 550° und bei einer Abgastemperatur hinter H_k von 640° steigen die $H_{kü}$ -Linien, während H_k und $(H_k + H_{kü})$ sinken. Mit zunehmender Lufterhitzung muß ein wachsender Bruchteil der Gesamtwärme im Brennraum und im Lufterhitzer übertragen werden. Bei sehr hohen Lufttemperaturen würde dabei die Kesselheizfläche derart zusammenschrumpfen, daß sie lediglich als Überhitzer dienen könnte. Der Ersparnis an Heizfläche ($H_{kü} + H_k$) steht also eine wesentliche Vergrößerung des Lufterhitzers gegenüber. Da das Temperaturgefälle zwischen Rauchgasen und Luft zum Teil wesentlich kleiner als in der ersetzten Kesselheizfläche ist, ist es jedoch

fraglich, ob Lufttemperaturen von mehr als 450° wirtschaftlich sind¹⁾.

Der Verlauf der $(H_{k\ddot{u}}+H_k)$ -Linien läßt erkennen, daß bei gleicher Lufterhitzung und wachsendem Verhältnis $H_{k\ddot{u}}/H_k$ die Gesamtheizfläche nur bedingt und auch dann nur unwesentlich verringert werden kann²⁾. Aus diesem Grunde ist auch eine nennenswerte Erhöhung der spez. Heizflächenbelastung nicht zu erwarten. Die hohen spez. Heizflächenbelastungen neuer Sonderkessel entstehen dadurch, daß die kälteren Teile der eigentlichen Kesselheizfläche durch Lufterhitzer ersetzt werden. Auch bewirken die Kühlflächen eine praktisch wahrnehmbare Erhöhung des Wirkungsgrades nur insofern, als sie 1. die durch die Wände angesaugte Falschluff bei Teillasten verringern und als 2. bei Vollast auf Erhöhung des Luftüberschusses mehr als bei Voll- oder Hohlwänden verzichtet werden kann (S. 374). Dagegen kann durch den nachträglichen Einbau von Kühlflächen dank ihres hohen Wärmeübergangs die Kesselleistung erheblich gesteigert werden, wobei natürlich gleichzeitig B_{\max} zu erhöhen ist.

In wärmetechnischen Aufsätzen wird häufig unter Hinweis auf den hohen Wärmeübergang an die angestrahlten Heizflächen gefordert, daß sowohl $H_{k\ddot{u}}$ als auch der vor allem durch Brennraumstrahlung übertragene Anteil σ des Gesamtwärmeaufwandes (S. 47), als auch der Grad der Kühlflächenummantelung des Brennraums oder — was dasselbe ist — der mittlere Kühlflächenbelag ψ der Brennraumwände (von Wohlenberg „fraction cold“ genannt) möglichst groß sein sollen. Wie Abb. 241 zeigt, sind alle 3 Forderungen in dieser allgemeinen Form abwegig. Wollte man sie erfüllen, so müßte zu niedrigen ϑ_m übergegangen werden. Damit stiege I , während die Entlastbarkeit in unerwünschter Weise abnähme. Bei dem Sonderkessel nach Abb. 202 beträgt der auf die Kühlflächen entfallende Anteil σ' nach Abb. 232 bei Vollast trotz Lufterhitzung nicht mehr als 28,5 vH; werden die zum Oberkessel gehörenden, vom Brennraum angestrahlten Heizflächen miteinbezogen, so errechnet sich σ zu nicht mehr als 36 vH; dieser Wert liegt nicht höher als bei normalen Kesseln mit gleichen ϑ_m und gleicher Luftvorwärmung (s. Satz V und VI auf S. 50/51). Es ist daher irreführend, wenn Sonderkessel mit hohen B_{\max} und ϑ_m „Strahlungskessel“ genannt werden. Auch besitzen derartige Sonderkessel durchaus nicht immer größere Werte $H_{k\ddot{u}}/H_k$ als normale Kessel, wenn die Lufterhitzung

¹⁾ Wohlenberg: a. a. O. — Münzinger: Kesselanlagen für Großkraftwerke. Berlin 1928.

²⁾ Zu der gleichen Feststellung kam Münzinger bereits vor mehreren Jahren auf Grund des ursprünglichen, inzwischen verbesserten Rechnungsverfahrens von Wohlenberg und unter der Annahme, daß B_{\max} bei veränderlichem $H_{k\ddot{u}}/H_k$ unverändert bleibt; Z. V. d. I. (1926), Nr. 40 u. 42.

und die Abgastemperaturen hinter H_k gleich sind. Das Wort „Strahlung“ ist leider etwas zum Schlagwort geworden, das die Aufmerksamkeit von dem Primären, der Erhöhung von B_{\max} , zu sehr abgelenkt hat. Die Kunst besteht nicht in der Unterbringung von angestrahnten Heizflächen, sondern in der Erzeugung hoher Verbrennungsgeschwindigkeiten und B_{\max} -Werte.

Mit der Erhöhung von B_{\max} rücken Brennraum und Heizfläche wieder in ein baulich günstiges Verhältnis. Da man nicht wie bei Rostfeuerung an eine bestimmte Grundfläche gebunden ist, lassen sich Brennraum und Kessel als ein einziger glatter Block mit verhältnismäßig kleinem Grundriß ausbilden. Der Verschmälerung der Kessel front kommt die mit der Lufterhitzung mögliche Verkleinerung der Kesselheizfläche noch entgegen.

Zusammenfassend gilt: In erster Linie sind hohes B_{\max} bei hohem H/I und hohem ϑ_m zu erstreben; dabei erreichen jedoch, gleiche Kesselleistung vorausgesetzt, $H_{k\ddot{u}}$ und der Kühlflächenbelag ψ nicht, wie zuweilen irrtümlich gefordert wird, die praktisch überhaupt möglichen Höchstwerte. Für die Haltbarkeit ist nicht ψ , sondern die aus keramischen Baustoffen bestehende Oberfläche F maßgebend. Ebenso ist die häufig erhobene Forderung abwegig, daß der von den angestrahnten Flächen H aufgenommene Anteil σ des Gesamtwärmeaufwands möglichst groß sein soll.

Die Bedeutung der Kühlflächen liegt dabei

1. darin, daß sie aus thermodynamischen Gründen die Erhöhung von B_{\max} gestatten, aber nicht, wie zuweilen geglaubt wird, bewirken (s. Satz I und II auf S. 49/50).

2. in der Verringerung der Unterhaltungskosten;

3. in der Erhöhung des Bereitschaftsgrades (s. S. 418);

4. in der Steigerung der Kesselleistung.

Dagegen sind, einer verbreiteten Ansicht entgegen, von den Kühlflächen nicht zu erwarten:

1. eine wesentliche Erhöhung des Wirkungsgrades,

2. eine wesentliche Erhöhung der spez. Heizflächenbelastungen, wenn nicht gleichzeitig die Lufterhitzerfläche vergrößert wird,

3. eine praktisch bedeutende Verkleinerung der Summe von Kühl- und eigentlicher Kesselheizfläche.

Die baulichen Merkmale des Sonderkessels lassen sich auf Grund des Vorigen wie folgt zusammenfassen:

1. Schmale, hohe mit Kühlflächen weitgehend belegte Brennräume.

2. Kessel und Brennraum bilden einen glatten, von einem einfachen leichten Gerüst eingefassten Block mit kleinem Grundriß.

3. Verwendung langer Kühlrohre mit Rücksicht auf Umlauf, Wärmedehnung und Verringerung der Einwalzstellen (s. S. 382/383).

4. Hohe Brennraumbelastungen B_{\max} und hohe Brennraumtemperaturen ϑ_m .
5. Einfache mechanische Entschlackung (s. S. 373).
6. Brenner und Luftzufuhr, die hohe B_{\max} ermöglichen (hohe Turbulenz, Tangentialbrenner, Stufenbrenner, s. S. 219).
7. Lufterhitzung auf 300—400° (s. S. 223f).
8. Weite Rohrteilung im ersten Teil des eigentlichen Kessels (s. S. 386).
9. Höhere Strömungsgeschwindigkeiten im konvektiven Teil des Kessels, wobei Brennraum und Abgaswege möglicherweise unter Überdruck zu setzen sind (s. S. 390).
10. Wegen des hohen Bereitschaftsgrades Verkleinerung der Kesseltrommler, vor allem bei Hochdruck (s. S. 387).

1) Gesamtanordnung der Kesselanlage.

1. Wahl der Aufbereitungsart. Welches der beiden Aufbereitungsverfahren zu wählen ist, kann nur von Fall zu Fall entschieden werden.

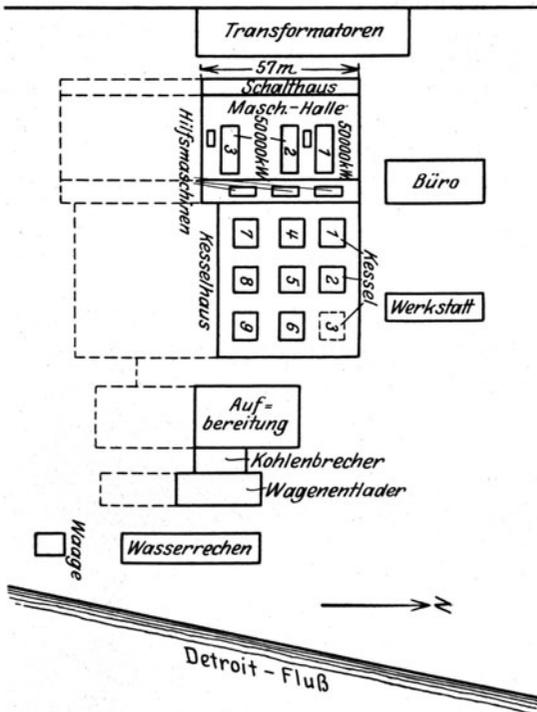


Abb. 243. Grundriß des Trenton Channel-Kraftwerks.

Hierbei sind die auf S. 147 f. angeführten allgemeinen Gesichtspunkte maßgebend. Bei Kesselanlagen ist dabei noch folgendes besonders zu beachten:

1. Der gesamte Wirkungsgrad der Kesselanlage ist unter Berücksichtigung des Kohlen- und Kraftverbrauchs der Aufbereitungsanlage beim indirekten Verfahren dank der besseren Regelmäßigkeit der Feuerung rd. 1½ vH höher als bei direkter Aufbereitung (Einzelmöhlen).

2. In Zweifelsfällen muß berücksichtigt werden, daß neuerdings durch die Mahl-

trocknung und die auch bei Feuchtigkeitsschwankungen wenig veränderliche Wirkungsweise neuerer Brenner (hohe Turbulenz) das Anwen-

dungsfeld des direkten Verfahrens erweitert wurde; diese Entwicklung ist noch nicht abgeschlossen. In solchen Fällen sind die bei zu

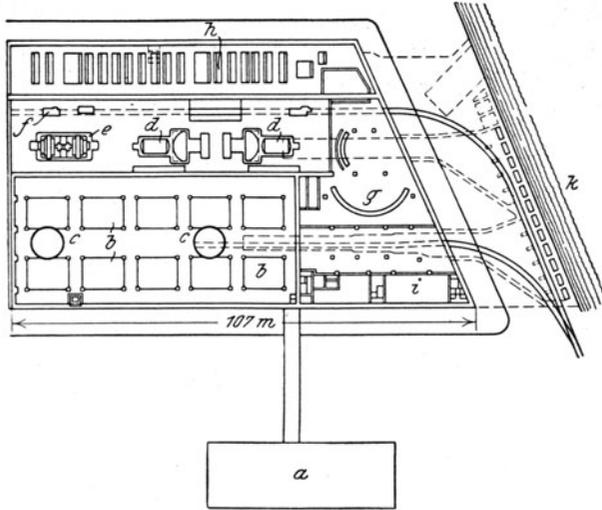


Abb. 244. Grundriß des East River-Kraftwerks der New York Edison Co.
a Aufbereitungshaus, *b* Kessel, *c* Schornstein, *d* Turbodynamo, *e* Umformer, *f* Erreger, *g* Schalttafel, *h* Schaltheis, *i* Büro und Werkstatt, *k* Fluß.

feuchter Kohle auftretenden vorübergehenden Abnahmen des Wirkungsgrades ein geringeres Übel als die beim indirekten Verfahren auch

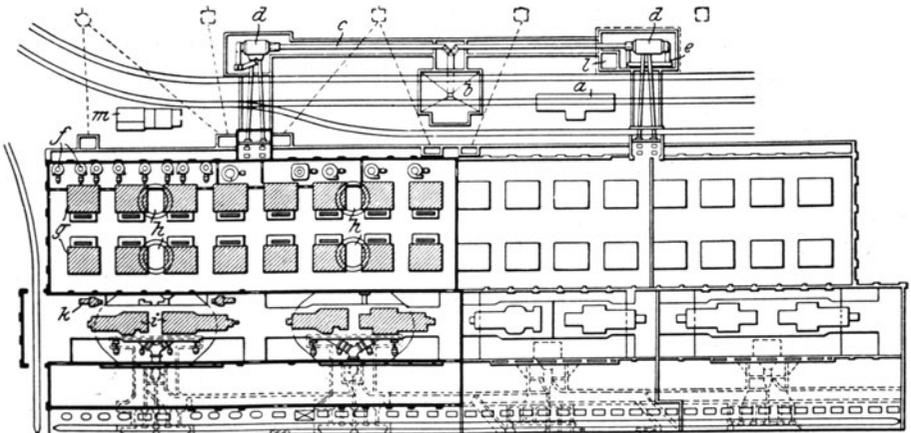


Abb. 245. Grundriß des Cahokia-Kraftwerks. M. $\sim 1:2000$.
a Waggonkipper, *b* Kohlenturm, *c* Förderbänder, *d* Kohlenbrecher, *e* Schieferabfuhr, *f* Mühlen, *g* 1675 m²-Kessel, *h* Schornsteine, *i* Turbosätze, *k* Hausturbine, *l* Werkstatt, *m* Aschenbunker.

bei sorgfältigster Wartung nicht immer ganz vermeidbaren Störungen durch Krater- und Brückenbildung in Bunkern und über Schnecken.

3. Die bisher noch nicht völlig behobene Schwäche des direkten Verfahrens, nämlich die zur Verbrennung dienende Mühlenluft bei Teillasten nicht der Staubmenge hinreichend anpassen zu können und bei diesen mit großen Luftüberschüssen fahren zu müssen, fällt zwar bei Kesseln mit gleichmäßiger Belastung wenig ins Gewicht. Man wird daher bei Grundlastkesseln oder bei Spitzenkesseln, die entweder stillstehen oder mit Vollast betrieben werden, mit Rücksicht auf die Anlagekosten häufig zum direkten Verfahren greifen. Es gibt jedoch Fälle, in denen eine kleine, dauernd arbeitende indirekte Anlage in der Anschaffung billiger zu stehen kommt als eine nach der maximalen Durchsatzmenge zu bemessende direkte Aufbereitung.

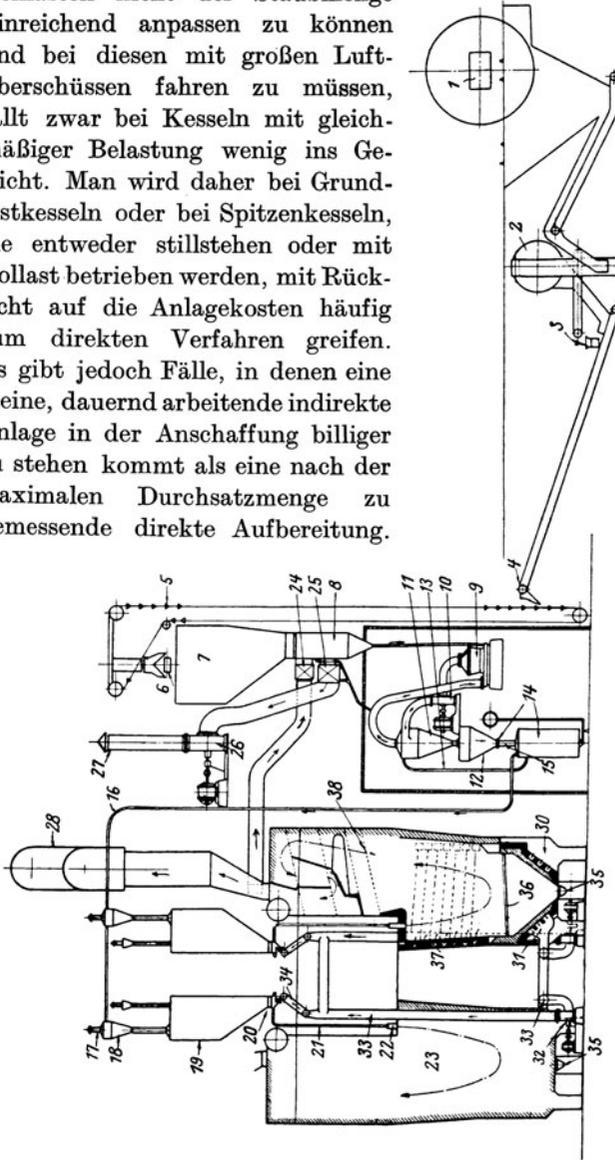


Abb. 246. Schema einer mit dem Kesselhaus verbundenen Aufbereitungsanlage.
 1 Wagonkipper, 2 Bradford-Brecher, 3 Transportband, 4 Transportband, 5 Bechwerk, 6 Transportband, 7 Rohkohlenbunker, 8 stehender Abgastrockner, 9 Mühle, 10 Mühlenventilator, 11 Staubabscheider, 12 Zwischenbunker, 13 Entlüftungsleitung, 14 Drucktopf, 15 elastisches Füllrohr, 16 Druckförderleitung, 17 Entlüftung, 18 Staubabscheider, 19 Kesselbunker, 20 Spaischnecke, 21 Brennerrohr, 22 Brenner, 23 Feuerraum, 24 Rauchgasaustritt des Trockners, 25 Staubabscheider, 26 Ventilator des Trockners, 27 Schwadenzabzug, 28 Abzug zum Schornstein, 29 Kesselament, 30 Kesselament, 31 Schlackentrichterabführung, 32 Ventilator für Brenner, 33 Sekundärluft zum Kühlen des Mauerwerks, 34 Brennerluftleitung, 35 Entschlackung, 36 Kühlrost, 37 Sekundärluftklappe, 38 Heizrohre.

U. U. wird bei indirekter Aufbereitung der weitere Vorteil erreicht, daß man die Mahlanlage während der Spitzen stillsetzen und dafür in der Schwachlastperiode betreiben kann.

4. Wenn auch die Anlagekosten beim indirekten Verfahren im allgemeinen höher sind, können sie die des direkten Verfahrens dann erreichen oder sogar unterschreiten, wenn eine größere Anzahl von Kesseln zu versorgen ist, oder wenn man auch bei indirekter Aufbereitung

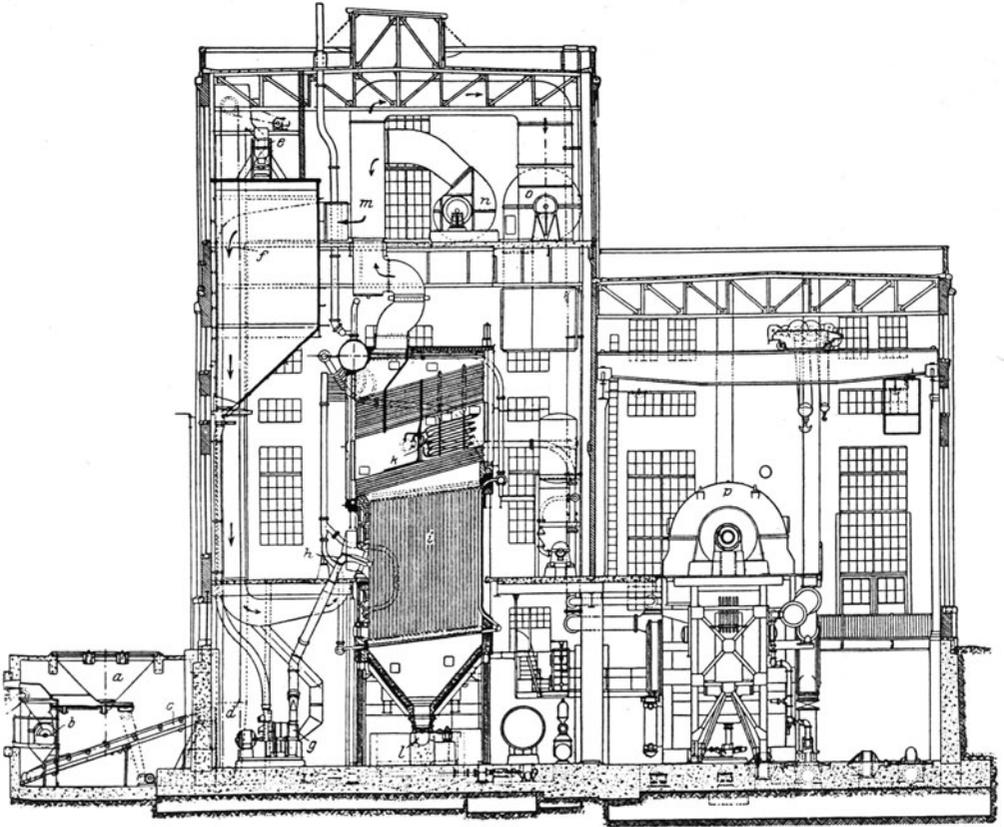


Abb. 247. Querschnitt des Kesselhauses des öffentlichen Kraftwerks in Kalamazoo¹⁾. M. $\sim 1:300$. Heizflächen: des Kessels 1430 m², der Strahlungsrohre 165 m², des Lufterhitzers 2020 m²; Brennraum 230 m³; Dralbbrenner 4 Stück; Temperatur der Luft hinter Lufterhitzer 230° C; Mühlen: Anzahl je Kessel 2 Stück, Durchsatz je Mühle 4 t/h; Ventilator für Verbrennungsluft: Fördermenge bei 220 mm W. S. 1550 m³/min, Antriebsmotor 125 PS; Saugzug-Ventilator: Fördermenge bei 215 mm W. S. 2900 m³/min, Antriebsmotor 250 PS.

ohne Trockner auskommt und die Mühlen gleichzeitig unmittelbar an die Kessel gesetzt werden können, so daß die Staubabscheider ohne zwischengeschaltete Fördervorrichtungen über den Staubkubern angebracht werden (Abb. 245).

2. Kesselanlagen mit indirekter Aufbereitung. Beim Entwurf in-

¹⁾ Power 66 (1927) Nr. 14, S. 504/8.

direkter Aufbereitungsanlagen ist neben den auf S. 151f. angeführten Gesichtspunkten noch folgendes zu beachten: Bei teurem und knappem Baugrund ist die schmale hohe Bauweise (Abb. 85—91) der niedrigen, wagrecht ausgedehnten Bauweise (Abb. 92) trotz höherer Anlagekosten vorzuziehen. Die Aufbereitungsanlage kann in einem

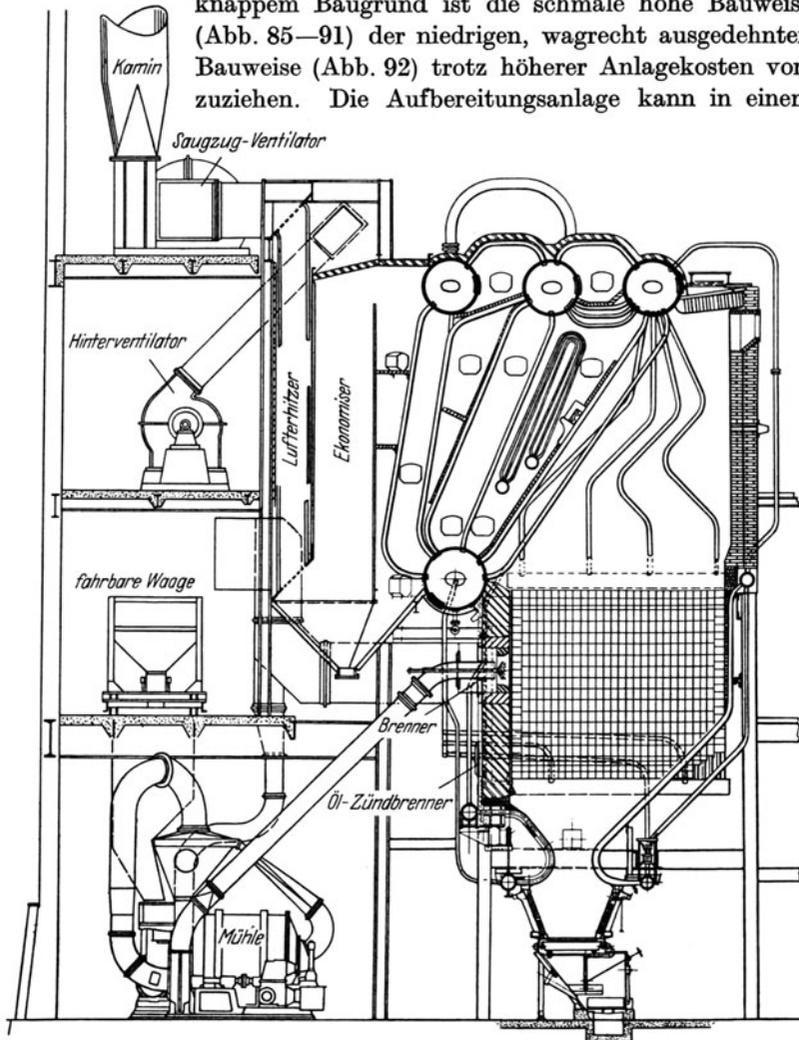


Abb. 248. Kesselhaus der P. A. Sorg Paper Co. Middeltown, Pa. Erbauer der Aufbereitung und Feuerung: Fuller Lehigh Co.

Heizfläche des Kessels	rd. 540 m ²
Heizfläche der Balleywände	49 „
Heizfläche des Ekonomisiers	276 „
Heizfläche des Lufterhitzers	680 „

besonderen, vom Kesselhaus örtlich getrennten Gebäude untergebracht werden. Diese Anordnung ist zu wählen:

1. bei großen Kraftwerken, wenn das neben der Maschinenhalle ent-

langlaufende Kesselhaus drei oder vier Reihen Kessel enthält, oder wenn die Kessel in mehreren senkrecht zur Maschinenhalle liegenden Kesselhäusern untergebracht sind (Abb. 243). Unmittelbar angebaute Aufbereitungsräume würden den Kesselhäusern Licht und Ausdehnungsmöglichkeit rauben;

2. wenn, wie bei Braunkohlen, ein umfangreicher Trocknerbetrieb erforderlich ist;

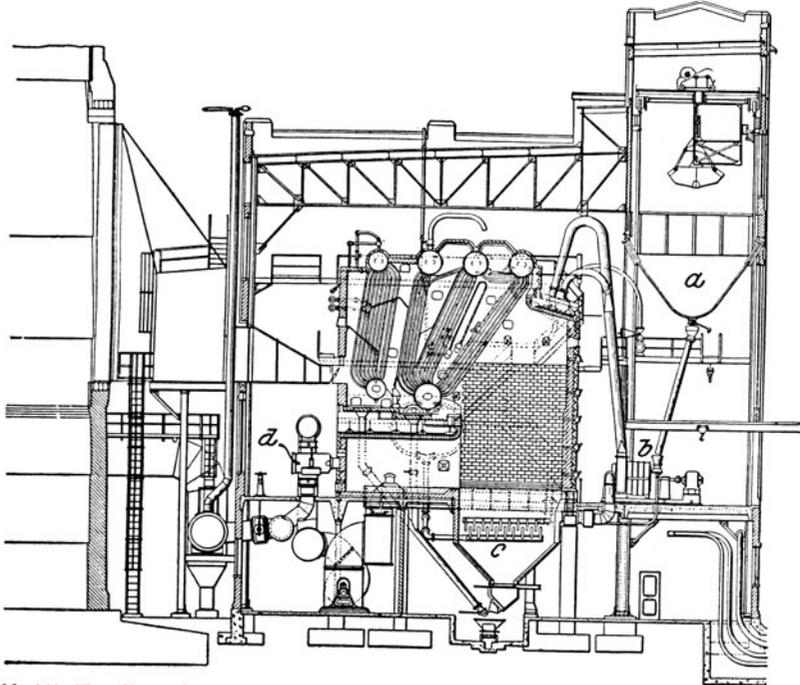


Abb. 249. Kesselhaus-Querschnitt des Hüttenkraftwerks der Central Alloy Steel Corporation¹⁾ mit 6—827 m²-Kesseln für Kohlenstaub- und Hochofengasfeuerung. M. ~ 1 : 330.

Heizflächen: des Kessels 827 m², des Economisers 430 m², des Kühlrosts 22 m²; Brenner: 2 Stück für Hochofengas, 4 Stück für Kohlenstaub; Ventilator für Verbrennungsluft der Gasbrenner: Anzahl je Kessel 2 Stück, Fördermenge je Ventilator bei 180 mm W. S. 1700 m³/min, Antriebsmotor für Ventilator I 100 PS, Antriebsturbine für Ventilator II 125 PS.
a Kohlenbunker, b Mühle, c Kühlrost, d Hochofengasbrenner.

3. wo der für das Kesselhaus zur Verfügung stehende Platz an sich beschränkt ist (Abb. 244).

Die Aufbereitung kann auch unmittelbar an der Längsseite des Kesselhauses angebracht werden, wobei in der Regel eine trennende Brandmauer vorgesehen ist (Abb. 245). Diese Anordnung eignet sich vor allem dort, wo in einem Längsschiff ein oder zwei Reihen Kessel aufgestellt sind. Dabei ergeben sich einfache Transportwege (Abb. 246).

¹⁾ Power 67 (1928) Nr. 1, S. 21.

Zahlentafel 34. Platzbedarf von Kesselhaus und

Lfd. Nr.	Name des Kraftwerkes	Beheizungsart	Anzahl und Größe der Kessel in m ²	Speisewasservorwärmer	Luftheritzer
1	Klingenberg bei Berlin	Kohlenstaub	10 zu je 1750	ja, neben Kessel	ja, neben Kessel
2	Kraftwerk der Comal Power Co. bei New Braunfels, Texas	(Lignit)	8 zu je 1685	nein	ja
3	Cahokia-Kraftwerk der Union Electric Light and Power Co., St. Louis, Mo.	„	8 zu je 1675	nein	ja, über Kessel
4	Kraftwerk der Narragansett Electric Lighting Co. bei Providence, R. J.	„	4 zu je 1670	nein	ja, über Kessel
5	Kraftwerk der Columbia Power Co., Cincinnati, Ohio	„	6 zu je 1410 2 ¹⁾ zu je 565	ja, neben Kessel	ja, neben Kessel
6	Kraftwerk der Virginian Railway Co. bei Narrows, Va.	„	6 zu je 1410	Abzapfdampfvorw.	nein
7	East River Kraftwerk der New York Edison Co.	„	10 zu je 1375	nein	ja, über Kessel
8	Island Kraftwerk der St. Paul Gas Light Co. bei St. Paul	„	4 zu je 975	nein	nein
9	Cunokraftwerk in Herdecke bei Hagen	„	4 zu je 1208	nein	ja, über Kessel
10	Kraftwerk der Consumers Power Co. bei Kalamazoo, Mich.	„	3 zu je 1430	nein	ja, über Kessel
11	Hüttenkraftwerk (Central Alloy Steel Corp.) bei Massillon, Ohio	u. „ Koksgrus	6 zu je 827	ja, neben Kessel	nein
12	Picway Kraftwerk der Columbus Railway Power and Light Co., Columbus, Ohio	Unterschub	6 zu je 1370	ja, neben Kessel	ja
13	Saxton Kraftwerk der Penn Central Light and Power Co., Saxton, Pa.	„	4 zu je 1030	ja, neben Kessel	ja (Dampf) unter Kessel
14	Inglis Kraftwerk der Florida Power Corp.	Öl	6 zu je 870	ja, über Kessel	nein
15	Kraftwerk der Western Electric Co. bei New Kearny, N. J.	Wanderrost	4 zu je 740	nein	nein
16	Hunts Point Kraftwerk der Consolidated Gas Co., New York City	„	3 zu je 560	nein	ja, neben Kessel
17	High Bridge Kraftwerk, Northern States Co., St. Paul, Minn.	Unterschub	8 zu je 1730	nein	nein

1) Für Hochdruckdampf mit Zwischenüberhitzung.

Aufbereitungsanlage neuerer Kraftwerke.

Schornstein	Grundfläche des Kesselhauses in m	Aufbereitung			m ² Grundfläche für Kesselhaus und Aufbereitung, je m ² Kesselheizfläche
		Grundfläche in m	a) in örtlich getrenntem Gebäude, b) im Kesselhaus	Trockner und Mühlen	
Eisen auf Kesselhaus	2 Häuser zu je 74 × 42	85 × 20,4	a	4 liegende Dampftrockner 8 Pendelmühlen je 12 t/h	0,28
auf Kesselhaus	116 × 18	116 × 9	b	12 stehende Dampftrockner Pendelmühlen je 13,5 t/h	0,16
Eisen auf Kesselhaus	52 × 26,5	55 × 6	b	10 steh. Abhitzetrockner, 8 Pendelmühlen je 5,4 t/h, 1 Pendelmühle 13,5 t/h	0,13
Eisen auf Kesselhaus	34 × 30	25,9 × 12	a	3 stehende Dampftrockner 3 Pendelmühlen je 13,5 t/h	0,20
Eisen auf Kesselhaus	60 × 58	58 × 11	b	2 Drehrohtrockner 6 Kugelmühlen je 7,6 t/h 1 Kugelmühle 18 t/h	0,43
Ziegel neben Kesselhaus	65 × 15	65 × 5	b	stehender Abhitzetrockner Pendelmühlen	0,13
Eisen auf Kesselhaus	68 × 31	43 × 16	a	stehender Trockner, 6 Kugelmühlen je 13,5 t/h	0,20
Eisen auf Kesselhaus	26 × 22	22 × 8	b	Abhitzetrockner 2 Pendelmühlen je 5,4 t/h	0,19
Blech auf Kesselhaus	875,4 m ²	direkt		2 × 4 Dreiwalzenringmühlen	0,18
Ziegel neben Kesselhaus	30,5 × 19	direkt		6 Pendelmühlen je 7,2 t/h	0,14
Ziegel neben Kesselhaus	53 × 23,3	direkt		8 Pendelmühlen je 1,8 t/h	0,25
Eisen auf Kesselhaus	77 × 18	—	—	—	0,17
Eisen auf Kesselhaus	57 × 19	—	—	—	0,26
Ziegel neben Kesselhaus	1000 m ²	—	—	—	0,19
Ziegel neben Kesselhaus	30,5 × 28	—	—	—	0,29
Eisen auf Kesselhaus	23 × 17,5	—	—	—	0,24
Eisen auf Kesselhaus	28,5 × 51	—	—	—	0,105

Trockner und Mühlen können auch im Kesselhaus untergebracht werden.

3. Kesselanlagen mit direkter Aufbereitung. Bei dem nach dem direkten Verfahren arbeitenden öffentlichen Kraftwerk (Abb. 247), bestehend aus drei 1430 m^2 Kesseln und einem Turbosatz von 20000 kW werden je Kessel zwei Schlägermühlen von je 8 t/h Durchsatz verwendet. Die Anlage zeichnet sich durch ihren einfachen, billigen Aufbau und ihren sehr geringen Platzbedarf (siehe Zahlentafel 34 lfd. Nr. 10) aus. Das Kesselhaus eines Hüttenwerks (Abb. 249) enthält sechs 827 m^2 Kessel mit Kohlenstaub und Hochofengasheizung und

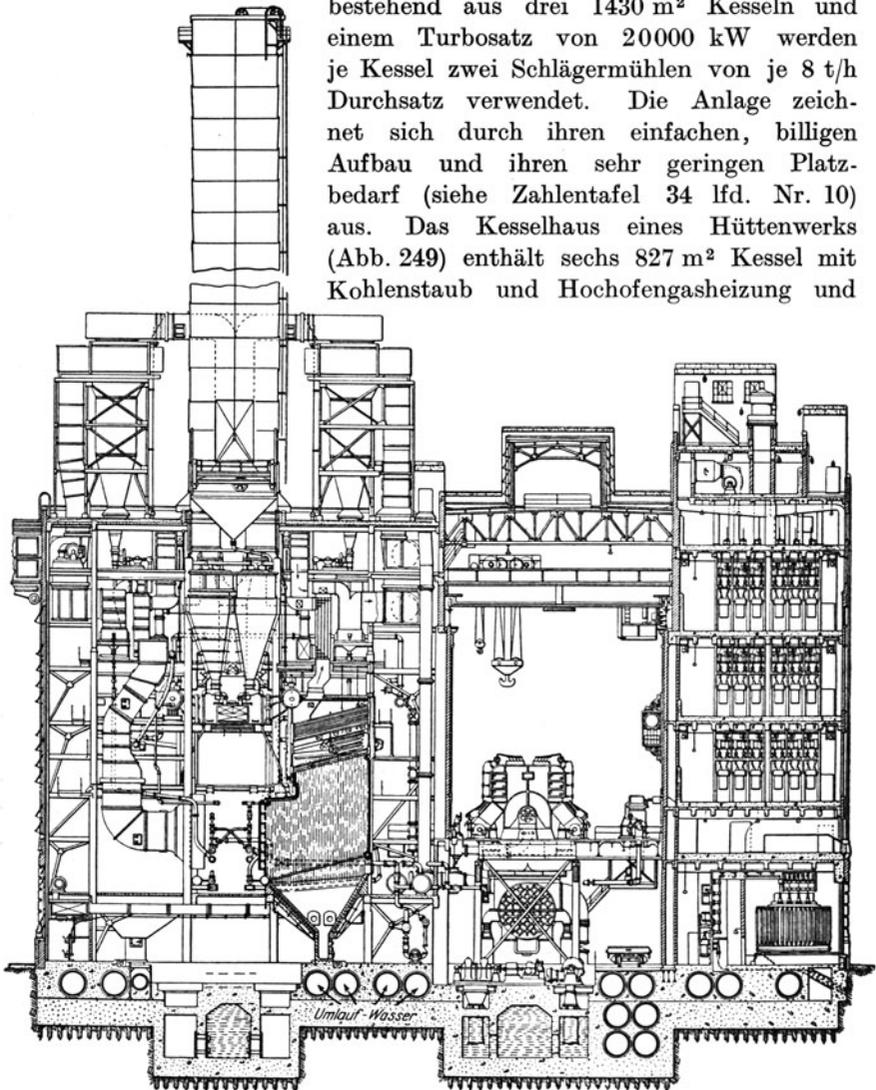


Abb. 250. Schnitt durch das Großkraftwerk East River in New York; vergl. Abb. 244 und Zahlentafel 34, Nr. 7.

je einer Schlägermühle von 2 t/h Durchsatz (siehe Zahlentafel 34 lfd. Nr. 11).

4. Allgemeine Abmessungen und Platzbedarf. Die Breite des Kesselhauses soll bei einreihig aufgestellten Kesseln kleiner und mittlerer Größe 18 m nicht unterschreiten; die Entschlackungssohle soll nach Möglichkeit auf gleicher Höhe mit der Hütten- oder Fabriksohle liegen, gut beleuchtet und gelüftet werden und leicht zu reinigen sein. Gegen diese Regel wird noch häufig verstoßen. Die Höhe von der Entschlackungssohle bis zum ersten Flur soll mindestens 4 m betragen. Bei zweireihig aufgestellten Kesseln werden die Kesselfronten zweckmäßig gegeneinander gestellt (Abb. 235 und 250). Die lichte Weite zwischen zwei gegenüberliegenden Kesseln soll mindestens 5 m, die Höhe des Kesselhauses von der Sohle bis zur Unterkante des Dachbinders, auch bei kleinen Einheiten, nicht unter 18 m betragen. Bei Neubauten empfehlen sich mit Rücksicht auf später einzubauende Kessel zuweilen noch größere Bauhöhen, da die unverkennbare Neigung zu schmalen, hochgebauten Einheiten besteht. Es finden sich daher heute bereits bei mittelgroßen Anlagen lichte innere Höhen der Kesselhäuser bis zu 30 m. Jeder Kessel muß von allen Seiten zugänglich sein. Die früher übliche Vereinigung von zwei oder mehreren Kesseln zu einer Batterie ist daher ebenso wie bei Rostfeuerungen zu vermeiden. Die lichte Weite zwischen benachbarten Kesseln soll nach Möglichkeit 2 m nicht unterschreiten.

Der Platzbedarf je m^2 Heizfläche bei neueren Kesselhäusern ist, wie Zahlentafel 34 zeigt, weniger von Kesselgröße und Feuerungsverfahren, als davon abhängig, ob die Speisewasser- oder Luftvorwärmer hinter oder über dem Kessel angebracht sind. Trotz der Aufbereitungsanlage ist der Platzbedarf bei Kohlenstaub nur wenig größer und bezogen auf die t Dampf wegen der höheren Heizflächenbelastung häufig sogar kleiner als bei Rostfeuerungen. Kesselhäuser nach Abb. 250 bauen sich sehr kostspielig und kommen daher nur in eng bebauten Gegenden mit teuren Bodenpreisen in Frage. In der Regel empfiehlt es sich, mehr in die Breite zu gehen (Abb. 235 und 249).

Bei Großanlagen ist, besonders bei großen Bauhöhen, für sorgfältigste Fundamentierung zu sorgen. Durchlaufende Betonplatten (Abb. 247) oder Pfahlgründungen (Abb. 250) sind teuer und nur bei besonders hohen Drücken und schlechtem Grund zu verwenden. In der Regel empfiehlt es sich, Kessel und Kesselhaus auf voneinander unabhängige Betonklötze zu setzen, Abb. 235 und 249.

m) Verhalten der Staubfeuerung im Betrieb.

1. Mahlfinheit und Feuchtigkeit. Sinkt die Feinheit unter eine gewisse Grenze, so nimmt der Verlust durch Unverbranntes in der Flugasche namentlich bei gasarmen Brennstoffen stark zu. Zu grober Staub bildet ferner an den vorderen Heizflächen schlacken- und kokshaltige

Ansätze. Diese verringern den Zug und können im Brennraum unzulässigen Überdruck erzeugen. Übliche Rückstände auf Sieb Nr. 70 (4900 Maschen-Sieb) sind bei Fett-, Gas- und Braunkohlen 20—25 vH; bei hoher Flammenturbulenz kann auf 30—35 vH gegangen werden. Je nach den zulässigen Verlusten muß der Rückstand bei Eßkohlen auf 15—20 und bei Magerkohlen auf 10—15 vH erniedrigt werden;

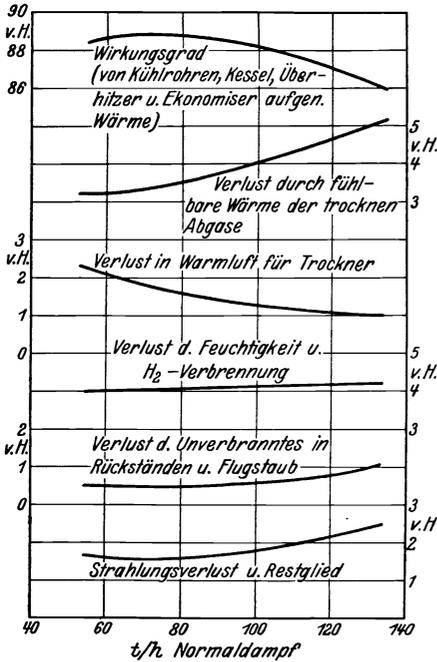


Abb. 251. Versuchswirkungsgrad und Verluste des Sonderkessels nach Abb. 202 auf dem Großkraftwerk Calumet bei Chicago¹⁾.

Jene werden nach eingetretenem Beharrungszustand und bei unveränderter Belastung während eines meist kurzfristeten Versuchs (bis zu 24 h) ermittelt. Die Betriebswirkungsgrade beziehen sich dagegen auf die tatsächlichen, längere Zeiträume umfassenden Betriebsverhältnisse des Kessels.

Die Linie des Versuchswirkungsgrades (Abb. 251), über der Belastung aufgetragen, fällt rechts vom Höchstwert um so weniger ab, je weniger der Luftüberschuß mit steigender Belastung erhöht zu werden braucht, d. h. je höher der Schlackenfließpunkt ist, je unmittelbarer die Heizflächen angestrahlt werden, und je niedriger die Temperaturen der ff. Wandoberflächen sind. Die Wirkungsgradlinie

bei Kesseln älterer Bauarten mit niedrigen Brennraumbelastungen sind auch diese Werte noch zu unterschreiten.

Klagen über zu hohe Feuchtigkeit im Fertigstaub stammen vor allem von Werken, die auf genaue Mengenreglung der Speiser Wert legen. Schwierigkeiten treten besonders bei neuen Anlagen auf; es empfiehlt sich daher, die Inbetriebnahme nicht in die kalten Monate zu verlegen, andererseits aber Versuche mit Kohlen, bei denen die Trocknungsnotwendigkeit zweifelhaft ist, in der kalten Jahreszeit anzustellen.

2. Wirkungsgrade und Verluste.

Neueren Bestrebungen entsprechend wird den folgenden Angaben der obere Heizwert zugrunde gelegt. Dabei wird zwischen Versuchs- und Betriebswirkungsgraden unterschieden.

¹⁾ Nat. El. Light Assoc.; Pulv. Fuel, Aug. 1928.

fällt links vom Höchstwert um so weniger ab, je geringer die Gefahr unvollkommener Verbrennung bei Teillasten und je geringer die durch die Wände angesaugte, an der Verbrennung nicht teilnehmende Falschlufthmenge ist. Die Wirkungsgradlinie ist daher allgemein bei Wasserröhrekesseln und bei Flammröhrekesseln mit Innenfeuerung flacher als bei Flammröhrekesseln mit vorgebauten, gar nicht oder nur wenig gekühlten Brennkammern. Sie ist ferner bei Brennräumen mit Kühlflächen im oberen Belastungsbereich flacher als bei solchen mit Voll- oder Hohlwänden.

Ein Vergleich der Versuchswirkungsgrade mit denen von Rostfeuerungen ergibt im wesentlichen:

1. Der Scheitelpunkt der Wirkungsgradlinie liegt bei neuzeitlichen mechanischen Rosten mit erstklassigen Kohlen ebenso hoch oder nur wenig niedriger als bei Staubfeuerungen. Unterschubfeuerungen und gewisse neuere Wanderoste ohne weit vorspringende Gewölbe erzielen bei geeigneten Brennstoffen fast ebenso flache Kurven wie Staubfeuerungen.

2. Die Wirkungsgradlinie von Rostfeuerungen liegt im allgemeinen jedoch niedriger und verläuft weniger flach als bei Staubfeuerungen; dies gilt besonders bei a) trägen Brennstoffen, wie Schlämmen oder Rohbraunkohle, b) Kohlen mit leichtflüssigen Schlacken und c) feinkörnigen, nicht backenden Kohlen. (Bei leichter Belastung: Überschüttung des Rostes, ungleichmäßiger Ausbrand, Löcher in Schüttung, Verbrennliches in Rostdurchfall; bei hoher Belastung: große Luftüberschüsse zwecks guten Ausbrandes, zur Vermeidung starker Rostverschlackung, sowie um unzulässig hohe Gewölbe- und Wandtemperaturen zu vermeiden.)

Zahlentafel 35. Anhaltswerte der Verluste staubgefeuerter Kessel bei rd. 70 vH der Spitzenlast.

	vH
a) Fühlbare Wärme der trockenen Abgase	3—13, i. M. 5—7
b) Verluste durch CO im Abgas.	0—0,5
c) Verluste durch Feuchtigkeit in der Kohle und durch H ₂ -Verbrennung.	3,5—10
d) Verluste durch Unverbranntes in den Rückständen einschließlich Flugstaub	0,5— 3
e) Strahlungsverluste.	1,5— 4

Die in der Wärmebilanz erscheinenden Verluste sind in Zahlentafel 35 als rohe Anhaltswerte und in Abb. 251 für einen neuzeitlichen Kessel über der Belastung dargestellt. Ergänzend ist folgendes zu bemerken:

a) Die fühlbare Wärme der trockenen Abgase sinkt bei der gleichen Belastung mit fallendem Luftüberschuß oder steigendem CO_2 -Gehalt. Am Ende des Brennraums findet man selten mehr als 14—16 vH CO_2 bei 5—3 vH O_2 oder einem Luftüberschuß von rd. 25—15 vH; bei höherem CO_2 tritt leicht CO auf; außerdem würde der Verlust an Verbrennlichem im Flugstaub anwachsen. Bei Brennräumen mit hohem Kühlflächenbelag und hoher Flammenturbulenz

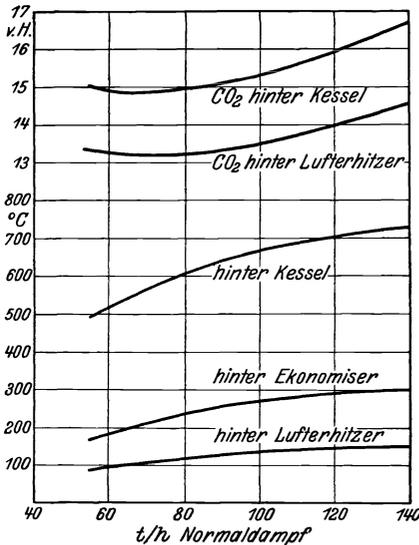


Abb. 252. CO_2 -Gehalt und Rauchgastemperaturen des Sonderkessels nach Abb. 202 auf dem Großkraftwerk Calumet bei Chicago¹⁾.

Bei Rostfeuerungen übersteigt der CO_2 -Gehalt im Dauerbetrieb selten 12—14 vH bei 7—5 vH O_2 ; er ist außerdem stärkeren Schwankungen als bei Staubbetrieb ausgesetzt.

Der Abgasverlust beträgt im Fall von Economisern und Lufterhitzern etwa 5—7 vH. Die Rückgewinnung fühlbarer Wärme durch Lufterhitzer beträgt 1,5—2,5 vH bei geringer und 4,5—6,5 vH bei voller Kesselbelastung.

b) Verluste durch CO, meistens mit Rauchbildung verbunden, treten bei nachlässiger Aufsicht und ferner sowohl bei der unteren als auch der oberen Belastungsgrenze auf; sie sind aber der besseren Regelbarkeit wegen seltener als bei mechanischen und vor allem handgefeuerten Rosten.

c) Die Verluste durch Feuchtigkeit in der Kohle und durch H_2 -Verbrennung treten in der Wärmebilanz nur bei Ver-

¹⁾ Nat. El. Light Assoc.; Pulv. Fuel, Aug. 1928.

wendung des oberen Heizwertes auf; sie sind vor allem durch die Brennstoffart bestimmt und betragen bei Steinkohle meistens 4—4,5 vH, bei Braunkohle bis zu 10 vH.

d) Verluste in den Rückständen. Das Verbrennliche in der Bodenasche des Brennraums beträgt bis zu 3 Gewichts-vH mit 0,8 bis 1,5 vH als häufigen Werten. In der Flugasche der Kesselzüge und des Economisers finden sich 2,5—10 Gewichts-vH, zuweilen bis zu 40 vH Verbrennliches, im Flugstaub der Schornsteingase 4—15 Gewichts-vH, zuweilen über 30 vH. Die Verluste in Flugasche und Flugstaub wachsen:

1. Mit dem CO₂-Gehalt, und zwar um so mehr, je gasärmer die Kohle ist; bei Gaskohle stieg z. B. das Verbrennliche im Flugstaub von 10 auf 16 vH, wenn der CO₂-Gehalt um 1 vH von 14,5 auf 15,5 vH zunahm¹⁾;

2. mit sinkender Mahlfeinheit; bei Gaskohle stieg das Verbrennliche im Flugstaub z. B. von 16 auf 25 vH, wenn der Rückstand des Ausgangskohlenstaubes auf Sieb Nr. 80 von 20 auf 35 vH anwuchs¹⁾;

3. bei Übergang von nicht-backenden zu backenden und von gasreichen zu gasarmen Kohlen gleicher Feinheit;

4. bei überlasteten Brennräumen;

5. bei vorzeitig abbiegenden Flammen;

Die Zusammensetzung von Flugstaub zeigt Zahlentafel 36²⁾.

Zahlentafel 36. Zusammensetzung von Flugstaub.

Werk	Trenton Channel	Calumet
SiO ₂	42,8	45,48
Fe ₂ O ₃	14,2	26,35
Al ₂ O ₃	24,5	14,26
CaO	2,3	4,05
MgO	0,8	1,92
P ₂ O ₅	0,2	1,06
SO ₃	0,9	2,12
K ₂ O	—	0,38
Cl	—	0,34
Wasser	—	0,47
Verbrennliches	13,6	3,57

e) Der Strahlungsverlust, meist aus dem Restglied geschätzt, schwankt bei großen Kesseln zwischen 1,5—3 vH, bei kleinen Kesseln zwischen 2 und 4 vH. Er ist bei Brennräumen mit massiven Wänden am größten und bei völlig von Kühlflächen umgebenen Brennräumen am geringsten.

Der Betriebswirkungsgrad ist um eine Anzahl Zusatzverluste niedriger als der Versuchswirkungsgrad.

Diese sind:

a) Zusatzverlust infolge geringerer Überwachung als beim Versuch; dieser Verlust ist bei der Staubfeuerung wegen ihrer leichteren

¹⁾ Nat. El. Light Assoc., Pulv. Fuel, Aug. 1927, S. 35.

²⁾ Nat. El. Light Assoc., Pulv. Fuel, Aug. 1927, S. 28 u. 1928, S. 14.

Regelbarkeit und ihrer großen Unabhängigkeit von äußeren Einflüssen geringer als bei Rostfeuerungen.

b) Zusatzverlust bei Belastungsänderungen, dadurch verursacht, daß die Feuerung zur Anpassung an das neue thermische Gleichgewicht eine gewisse Zeit braucht. Dieser Verlust ist bei Rostfeuerungen wegen der bedeutend größeren brennenden Massen erheblich höher als bei Staubfeuerungen.

Bei durchlaufender Arbeitsweise ist der Betriebswirkungsgrad der Staubfeuerung wegen a) und b) 3—4 vH und bei Belastungsfaktoren von ≥ 50 vH nur etwa 2 vH niedriger als der der mittleren Belastung entsprechende Versuchswirkungsgrad. Bei Einzelmöhlen sind wegen der geringeren Beherrschung von Menge und Feinheit des Brennstoffs noch etwa 1—1½ vH hinzuzuschlagen. Im Gegensatz dazu beträgt der Unterschied zwischen Betriebs- und Versuchswirkungsgrad bei Rostfeuerungen im Mittel 5—10 vH.

Bei unterbrochener Arbeitsweise treten noch folgende Zusatzverluste hinzu:

c) Zum Anheizen aus dem kalten Zustand bis zur Dampfabgabe (Anheizkohle). Bei Staubbetrieb kann sofort die volle Brennstoffmenge aufgegeben werden, wobei die Flammentemperaturen schnell ansteigen. Bei Rosten nehmen die je Zeiteinheit verbrannten Kohlenmengen und Flammentemperaturen zunächst langsamer zu. Bei Staubkesseln mit Kühlflächen beträgt die Anheizkohlenmenge 40—70 vH des stündlichen Vollastkohlenverbrauchs. Sie steigt bei kleineren Kesseln mit massiven, nicht gekühlten Brennraumwänden auf 80 vH und mehr. Bei Rostfeuerungen schwanken die Werte je nach Kesselgröße sowie Kohlen- und Rostart meistens zwischen 70 und 140 vH. Bei Siederohrkesseln mit Rost-Innenfeuerungen sowie bei Unterschubfeuerungen werden diese Zahlen allerdings zuweilen unterschritten.

d) Um den Kessel während der Leerlaufzeiten betriebsbereit zu halten (Bereitschaftskohle).

e) Um die während der Leerlaufzeiten ausgekühlten Feuerungen und Kesselmassen bis zum Beharrungszustand wieder aufzuheizen (Aufheizkohle).

Über die unter d) und e) genannten Zusatzverluste liegen systematische Untersuchungen nur spärlich vor¹⁾; sie beziehen sich zudem meistens auf kleine und nicht neuzeitliche Kesseleinheiten. Die Bereitschafts- und Aufheizkohle wurde daher auf Grund zuverlässiger Betriebswerte mehrerer Werke mit großen Kesseln geschätzt und in Zahlentafel 37 zusammengestellt. Dabei wurde in allen vier Fällen

¹⁾ Ebel: Wärme 48 (1925) Nr. 12, S. 159/63; Praetorius: Arch. Wärmewirtschaft 6 (1925) Nr. 2; Ebel: Arch. Wärmewirtschaft 7 (1926), Nr. 8; Schumacher: Wärme 50 (1927), Nr. 43, S. 724/7.

von dem gleichen Versuchswirkungsgrad 0,84 ausgegangen (Zeile 1); der Betriebswirkungsgrad bei durchgehendem Betrieb wurde bei den Staubfeuerungen um 2 vH, bei der Wanderrostfeuerung um 5 und bei der Unterschubfeuerung um 4 vH niedriger angenommen (Zeile 2). In Wirklichkeit ist die Abnahme bei beiden Rostfeuerungen größer, sie erscheinen daher in zu günstigem Licht.

Um den Kessel während der Leerlaufzeiten nur einige at unter den Betriebsdruck sinken zu lassen, genügt es, wenn bei Staubbetrieb der Brennstoff ab und zu kurze Zeit angestellt wird. Hernach kann der Kaminschieber bis auf einen kleinen Schlitz zur Vermeidung von explodiblen Gemischen wieder geschlossen werden. Bei Brennräumen mit massiven oder luftgekühlten Wänden ist wegen der in den ff. Massen

Zahlentafel 37. Einfluß der täglichen Betriebsdauer auf den Betriebswirkungsgrad bei Staub- und Rostfeuerungen.

Nr.		I		II		III		IV	
		Staubfeuerung mit von Kühlflächen umgebenem Brennraum		Staubfeuerung mit massiven oder luftgekühlten Wänden		Wanderrostfeuerung		Unterschubfeuerung mit Kühlflächen	
1.	Versuchswirkungsgrad bei Vollast. vH	84		84		84		84	
2.	Betriebswirkungsgrad bei durchgehendem Betrieb. vH	82		82		79		80	
3.	Tägliche Betriebsdauer h	8	16	8	16	8	16	8	16
4.	Bereitschaftskohle in vH der Vollast-Kohlenmenge. vH	1	1	0	0	4	4	3½	3½
5.	Nr. 4, auf die Betriebszeit bezogen . . . vH	2	½	0	0	8	2	7	1¾
6.	Aufheizkohle in vH der Vollast-Kohlenmenge .	2½	1¼	6	2½	6	2¾	2½	1¼
7.	Gesamter Zuschlag (Summe 5 + 6) . . .	4½	1¾	6	2½	14	4¾	9½	3
8.	Betriebswirkungsgrade bei unterbrochenem Betrieb . . .	78,5	80,5	77	80	69	75,5	73	77,5

aufgespeicherten Wärme bei kürzeren Leerlaufzeiten überhaupt kein Brennstoff erforderlich (Zeile 4, II). Bei Rostfeuerungen ist der Bereitschaftskohlenverbrauch erheblich größer, weil die Schüttung weiterbrennt. Er beträgt je nach Kohle und Feuerung 3½—7 vH. Im vorliegenden Fall wurden nur 4 und 3½ vH angenommen (Zeile 4 III und IV).

Die Aufheizkohlenmenge, ausgedrückt in vH der in der gleichen Zeit verfeuerten Vollastkohlenmenge, ist, gleiche Bauweise voraus-

gesetzt, bei kleinen Kesseln wegen der stärkeren Auskühlung in den Leerlauf- oder Stillstandzeiten größer als bei großen Kesseln und wegen der Speicherwirkung der ff. Massen bei Kesseln mit massiven oder luftgekühlten Wänden größer als bei Kesseln mit Kühlflächen. Von beiden erreichen die letzteren schneller ihren Beharrungszustand, kühlen aber bei Leerlauf auch schneller ab (vgl. Zeile 6, I und IV mit II und III). Bei Feuerungen nach II und III ist die in den Wänden gespeicherte Wärme so groß, daß der Dampfdruck häufig noch steigt, nachdem der Kessel von der Hauptleitung getrennt worden ist. Bei der Auskühlung des Mauerwerks spielt die Gasdurchlässigkeit eine große Rolle; der Brennraum sollte daher in den Leerlaufpausen weder Unter- noch Überdruck haben. Von Einfluß sind ferner der Wirkungsgrad der Verbrennung bis zum Beharrungszustand sowie die Temperaturen der abgekühlten und aufgeheizten Massen.

Die Wirkungsgrade der Zeile 2, geteilt durch die um 100 vermehrten Zuschläge der Zeile 7 ergeben die Betriebswirkungsgrade bei unterbrochenem Betrieb. Wenn sie auch nicht auf jeden Fall zutreffen, so zeigen sie doch die folgende allgemeingültige Tendenz:

1. Die Staubfeuerung ist der Rostfeuerung thermisch überlegen, und zwar um so mehr, je längere oder je häufigere Betriebspausen vorliegen.

2. Feuerungen mit großen Kühlflächen sind solchen mit großen ff. Massen thermisch um so mehr überlegen, je länger und häufiger die Betriebspausen sind.

3. Die in Zahlentafel 37 angegebenen Wirkungsgrade der beiden Rostfeuerungen gelten nur für erstklassige Kohlen. In Wirklichkeit ist daher die thermische Überlegenheit der Staubfeuerung meistens noch größer.

Projekten und Wirtschaftlichkeitsberechnungen sollte stets der den zu erwartenden Belastungsverhältnissen entsprechende Betriebswirkungsgrad und nicht der Versuchswirkungsgrad zugrunde gelegt werden.

Betriebswirkungsgrade verschiedener amerikanischer Kraftwerke gehen aus Zahlentafel 38 hervor. Bei Kesseln industrieller Betriebe sind niedrigere Werte üblich, und zwar weil

1. der Belastungsfaktor während der Betriebszeit häufig niedriger ist,
2. die Leerlaufpausen länger sind und
3. wegen Kapitalmangels häufig auf Lufterhitzer und Ekonomiser verzichtet wird.

Der Kraftbedarf des Kessels wird in der üblichen Wärmebilanz nicht als Verlust verbucht, darf aber vor allem bei künstlichem Zug und Lufterhitzung nicht unerwähnt bleiben, einerlei ob Staub- oder Rostfeuerungen vorliegen; er ist daher neben dem Wirkungsgrad

Zahlentafel 38.
Betriebswirkungsgrade einiger amerikanischer Großkraftwerke.

Werk	Betriebsdruck atü	Mittlere Heizflächenbelastung $\text{kg/m}^2 \cdot \text{h}^2$)	Feuerungsart	Belastungsfaktor vH	Wirkungsgrade vH	
					Kessel	Kessel und Ekonomiser
A	38	rd. 31	Wanderrost	rd. 85	—	79,8
B	18,5	30,6	Unterschub	Betriebszeit = 72 vH	75,4	—
C	rd. 30	18,4	Unterschub Kohlenstaub (luftgekühlte Wände, Kühlrost)	rd. 50	74,8	—
D	rd. 29	30,7		rd. 70	79,2	87,7
E	23,5	25	Kohlenstaub (wassergekühlte Wände)	57	81 ⁴⁾	—
F	rd. 23	120 ¹⁾ bzw. 86 ²⁾ bzw. 42 ³⁾	Kohlenstaub, Abb. 202	Betriebszeit = 49 vH	—	86,4 ⁴⁾

anzugeben. Je nach den Zugverhältnissen sind unter Einbeziehung der Speiser und der Ventilatoren etwa 0,3—4 kWh/t Normaldampf anzunehmen, wobei sich die zweite Zahl auf Kessel mit hohen Gasgeschwindigkeiten und Lufterhitzern bezieht, Abb. 253. Diesen Kraftbedarfzahlen entspricht unter der Annahme, daß 1 kWh aus 4000 Dampf-kcal hergestellt wird, ein Eigenverbrauch von rd. 0,2—2,5 vH der erzeugten Dampfmenge. In etwa den gleichen Grenzen bewegt sich der Eigenverbrauch bei Rostfeuerungen. Bei thermischen Vergleichen zwischen beiden Feuerungsarten kann daher der Kraftbedarf, jeweils Kessel gleichartiger Zugverhältnisse vorausgesetzt, unberücksichtigt bleiben, wenn auch anzunehmen ist, daß man bei Staubbetrieb wegen der kleineren Luftüberschüsse mit etwas geringerem Kraftbedarf auskommt.

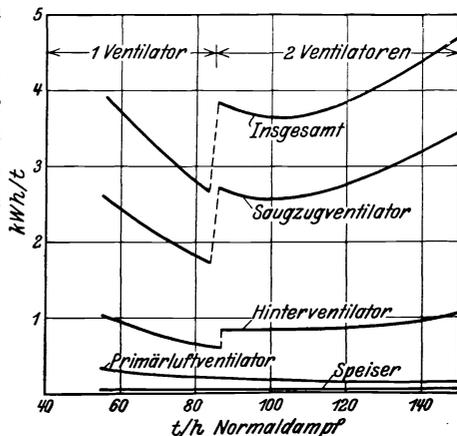


Abb. 253. Kraftbedarf des Sonderkessels nach Abb. 202 auf dem Großkraftwerk Calumet bei Chicago⁵⁾.

¹⁾ Bezogen auf Kesselheizfläche.

²⁾ Bezogen auf Kesselheizfläche + Kühlrohre.

³⁾ Bezogen auf Kesselheizfläche + Kühlrohre + Ekonomiser.

⁴⁾ einschl. Lufterhitzer.

⁵⁾ Nat. El. Light Assoc., Pulv. Fuel, Aug. 1928.

Dagegen ist die Staubfeuerung noch durch die ebenfalls in der üblichen Wärmebilanz nicht berücksichtigte Aufbereitung belastet. Bei rd. 25 kWh/t Staub und einer Erzeugungswärme für 1 kWh von 4700 Kohlen-kcal bedingt die Aufbereitung einen zusätzlichen Kohlenverbrauch von $\frac{25 \cdot 4700}{7 \cdot 10^6} \cdot 100 = \text{rd. } 1,7 \text{ vH}$. Trotzdem bleibt, wie aus Zahlentafel 37 hervorgeht, die thermische Überlegenheit der Staubfeuerung bestehen. Bei durchgehender Betriebsweise und geringen Belastungsschwankungen kann allerdings der Gewinn gegenüber neuzeitlichen Rostfeuerungen und diesen bestens angepaßten Brennstoffen auf einen unbedeutenden Betrag herabsinken.

3. Regelbarkeit, Betriebsbereitschaft. Der Belastungsbereich, in dem sich die Staubflamme sicher beherrschen läßt, ohne zu verlöschen oder Rauch zu bilden, beträgt etwa 1:3 bis 1:4 und bei kurzen Teillasten bis zu 1:10. Der Kessel nach Abb. 203 kann nach etwa zwölfstündiger Pause in 3—6 Min. an die Hauptleitung angeschlossen werden und nach weiteren 6 Min. die volle Dampfmenge abgeben.

Die Zeit vom Anzünden des kalten Kessels bis zur Dampfabgabe (Anheizzeit) beträgt etwa 1—2 h, kann aber bei Kesseln mit großen Kühlflächen und entsprechend kleinen ff. Massen bis auf 30 Min. verkürzt werden. Staub-Sonderkessel haben also einen besonders hohen Bereitschaftsgrad. Während bei Rostkesseln die Dampfbildung gegen Ende der Anheizzeit plötzlich einsetzt, erfolgt der Druckanstieg bei Staubkesseln allmählich; ist der Betriebsdruck erreicht, so kann der Staub bis zum Augenblick, in dem der Kessel einspringt, abgestellt werden, ohne daß die Sicherheitsventile abblasen. Ebenso tritt bei Kesseln mit großen Kühlflächen nach der Trennung von der Hauptleitung kein oder nur ein geringer Druckanstieg ein, während die Sicherheitsventile bei staub- und rostgefeuerten Kesseln mit verhältnismäßig großen ff. Massen noch eine Zeitlang abblasen.

Münzinger¹⁾ berichtet, daß die Kessel des Großkraftwerks Klingenberg (Abb. 235), wenn mit 70 vH der Spitzenlast betrieben, schlagartig einsetzende bleibende Mehrbelastungen bis zu 30 vH störungsfrei aufnehmen. Zuerst gibt der Wasserinhalt unter Druckabsenkung die für die Mehrbelastung erforderliche Dampfmenge her, bis die Feuerungsänderung sich auszuwirken beginnt. 60—80 vH der bis zum neuen Gleichgewicht erforderlichen Mehrarbeit werden aus dem Wasserinhalt, 40—20 vH durch die verstärkte Staubflamme gedeckt; dieser Vorgang spielt sich in wenigen Minuten ab. Dabei beträgt der Wasserinhalt 0,6—0,9 m³/t stdl. Normaldampfmenge. Sonderkessel, insbesondere für hohen Druck, haben nur rd. $\frac{1}{3}$ dieses Betrages. Der geringeren

¹⁾ Kesselanlagen für Großkraftwerke S. 172. Berlin 1928.

Speicherwirkung des Kesselinhalts steht aber wegen der kleineren ff. Massen eine schnellere Steigerungsfähigkeit der Feuerung gegenüber. Trotzdem ist u. U. der Einbau von Dampfspeichern zu erwägen.

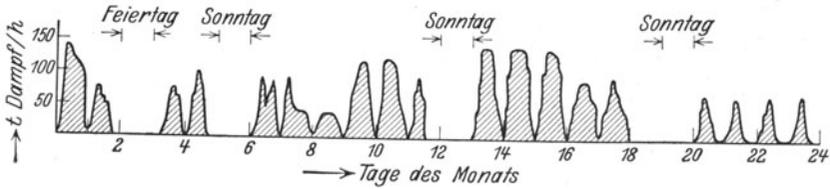


Abb. 254. Tägliche Belastungsschwankungen eines 2460-m²-Kessels auf dem Großkraftwerk Gouldstreet, Baltimore¹⁾. (Die wichtigsten Kennzeichen des Kessels sind S. 390 zu entnehmen.)

4. Kesselhausdienst. Durchschnittliche Betriebs- und Kohlenverhältnisse vorausgesetzt, kann die Belegschaft neuzeitlicher Kesselhäuser wie folgt angenommen werden:

a) Industrielle Anlagen (ohne Kohlenanfuhr)

Kesselanzahl	1—3	4—6
A. Auf jeder Schicht:		
Indirekte Aufbereitung	s. S. 163	
Direkte Aufbereitung	1	2
Kesselüberwachung		
Wasserstandswärter	0	1
B. Nur auf einer Schicht:		
Aschenfahrer	1	1—2 ²⁾
Rußbläser	1	1—2 ²⁾

b) Größere Kraftwerke mit 4—8 Kesseln.

A. Auf jeder Schicht:		
Ingenieurassistent	1 ³⁾	
Oberheizer		
Instrumentendienst	1	
Wärmewärter	1—2	
Kesselwärter		
Mühlenwärter ⁴⁾	0—1	
Wasserstandswärter	1	
Aschenfahrer	1—2	
Schmierer ⁵⁾	1	
Rußbläser	1—2	
B. Nur auf einer Schicht:		
Kesselhausingenieur	1	
Maschinen- und Rohrschlosser ⁶⁾	2	
Kesselschmiede	3—4	
Maurer	2—3	
Kesselwäscher		
Putzer	2	

1) Kreislinger und Purcell: Transactions A. S. M. E. Bd. 50, Nr. 15, S. 89.

2) Je nach Kohlenart. 3) Arbeiten in Wechselschicht.

4) Nur bei direktem Verfahren. 5) Zugleich für Aufbereitung.

6) Zugleich für Maschinenhaus und Pumpen.

Die Kesselwärter bedienen die Apparatetafeln und haben die Flammen und Wände in regelmäßigen Abständen zu beobachten. In manchen öffentlichen Kraftwerken hat jeder Wärterstand einen Fernsprecher und zuweilen noch einen auf dem Prinzip des Pantographen beruhenden Schreibapparat, durch den Befehle des Betriebsleiters handschriftlich übermittelt werden. Auf diese Weise werden Botengänge und Mißverständnisse vermieden.

Maschinerisierung und Leuteersparnis sind insbesondere bei öffentlichen Kraftwerken mehr unter dem Gesichtspunkt der Streikgefahr

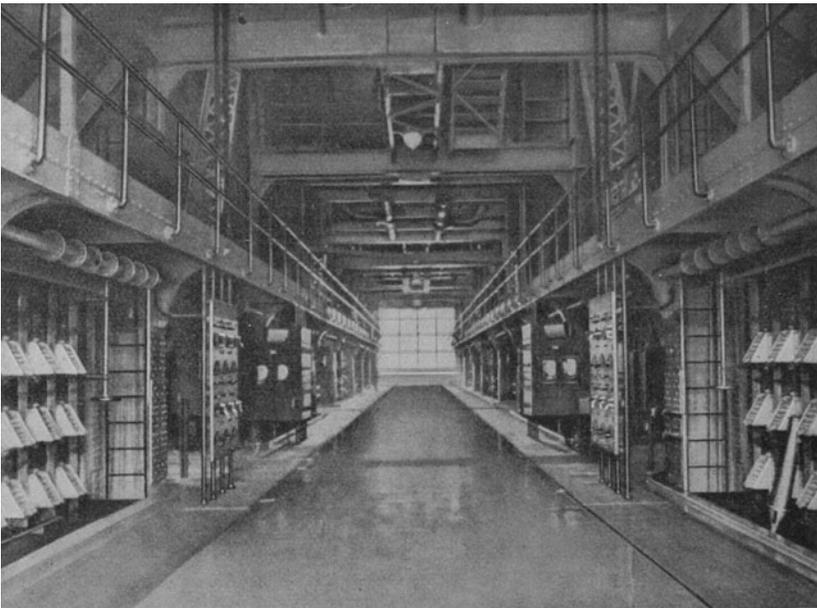


Abb. 255. Bedienungsflur zwischen den Kesseln des Kraftwerks Fordson in River Rouge bei Detroit. (Beachte den Gummiläufer.)

als der Senkung des Lohnkontos zu betrachten. Während auf einen Stamm gutbezahlter, intelligenter Kesselwärter und Schlosser nicht verzichtet werden kann, lassen sich ungelernte Hilfskräfte durch Ausschaltung schwerer Handarbeit oder durch Arbeitserleichterungen beim Rußblasen und bei der Entfernung von Schlacke und Flugstaub einsparen. Gleichzeitig erhält sich das Kraftwerk für diese Arbeiten eine bessere und zuverlässigere Klasse von Leuten. Hierzu trägt ferner größte Sauberkeit der Anlagen bei. Wie weit man hierin gehen kann, zeigen das Kraftwerk Fordson in River Rouge (Abb. 255) sowie das Großkraftwerk Klingenberg. In beiden tragen die Wärter weißes Zeug. Verschiedene Werke empfehlen hellen, in verschiedenen Farben

gehaltenen Anstrich von Kesseln, Mühlen, Armaturen und Rohrleitungen.

5. Instandhaltung, Betriebssicherheit. Größe und Bauart des Kessels, Kohlenart, Belastungsverhältnisse und Güte der Betriebsüberwachung sind von zu großem Einfluß, als daß sich allgemeingültige Zahlen für Lebensdauer oder Instandhaltungskosten angeben ließen.

Bei Brennräumen mit Voll- oder Hohlwänden beträgt die Zeit zwischen zwei Zustellungen oder der Erneuerung des größeren Teils der Wände 4000—15000 h. Dabei ist zu beachten, daß die der Staubfeuerung eigne Fähigkeit hoher Leistungssteigerung die Gefahr vorzeitiger Zerstörung in sich birgt; das gilt aber nur bei achtloser Bedienung. In einem Fall hatten sich z. B. infolge zu groben Staubes Koksansätze an den Wasserrohren des Kessels gebildet. Es entstand Überdruck im Feuerraum; gleichzeitig stiegen die Wandungstemperaturen. Als bei einsetzender Morgenspitze der höchste Mühlen durchsatz eingestellt wurde, fingen die bereits an der Oberfläche durchweichenden Steine der Rückwand an zu fließen. Diese mußte nach 3500 h erneuert werden; sie hätte bei besserer Aufmerksamkeit des Wärters wie die Wände anderer unter gleichen Verhältnissen arbeitender Kessel wahrscheinlich bis zu 15000 h ausgehalten. Häufige Haltbarkeitszahlen liegen zwischen 6000 und 8000 Betriebsstunden. Die kurzlebigsten Teile sind die Rückwand sowie die unteren Teile der Seitenwände; in einigen Fällen wird auch über die Haltbarkeit der Decke geklagt. Ungünstig sind häufige Stillstände und niedrige Schlackenfließtemperaturen. Die Kosten für Neuzustellung des Brennraumes sowie für die zwischendurch erforderlichen Ausbesserungen von Brennraum, Brennern und Entschlackungsvorrichtungen bewegen sich einschließlich der Löhne bei einer Anzahl von Kesseln mit 300—500 m² Heizfläche zwischen 0,90 und 1,60 M/t durchgesetzte Kohle, wobei Steilrohrkessel meistens etwas niedrigere Werte als Schrägrohrkessel aufweisen. Bei zunehmender Kesselgröße sinken die Kosten erheblich; häufig werden für den Brennraum Kosten bis hinunter zu 0,12 M/t angegeben; sie stammen aber meistens aus den ersten Betriebsmonaten; größere Reparaturen werden in der Regel erst im zweiten Jahr erforderlich. Angaben, die nicht auf einer mindestens zweijährigen Betriebszeit beruhen, sind daher ziemlich wertlos. Bei Hohlwänden mit auswechselbaren Sektionen (Abb. 220 u. 221) läßt sich die Lebensdauer bei rechtzeitiger Erneuerung der schadhafte Stellen bedeutend verlängern; entsprechend sinken die Unterhaltungskosten (siehe Zahlentafel 39).

Bei Kühlflächen nehmen die Instandhaltungskosten weiter ab. Die Angaben einzelner Werke weichen jedoch, wenn auch nicht so stark wie bei Voll- oder Hohlwänden, voneinander ab. Zuverlässige, über mehrere Jahre ausgedehnte deutsche Zahlen waren noch nicht

erhältlich. Bei Großkesseln amerikanischer Werke liegen die Unterhaltungskosten einschl. Löhne für Brennkammer, Brenner und Entschlackungsvorrichtungen meistens zwischen 0,35—0,60 M/t Kohle, s. Zahlentafel 39; auf deutsche Verhältnisse umgerechnet ergäben sich etwa 0,25—0,40 M/t.

Zahlentafel 39¹⁾. Instandhaltungskosten staubgefeuerter Kessel verschiedener amerikanischer Großkraftwerke (einschließlich Material und Löhne).

Werk	Kessel	Zustellung des Brennraums	Instandhaltungskosten in Mark/t Kohle				Bemerkungen
			a) Brennraum b) Brenner, Speiser	Kessel, Überhitzer, Ekonomiser	Künstl. Zug, Entaschung	Insgesamt	
A	3 zu 1040 m ²	Hohlwände, Kühlrost	a) 0,11	0,27	0,01	0,39	
B	4 zu 1290 m ²	Hohlwände, Kühlrost	a) 0,63 b) 0,11	0,30 ²⁾	0,07	1,11	Hohe Brennraumkosten wegen Ersatz der nicht entlasteten durch entlastete Hohlwände nach Abb. 220
C	4 zu 1300 m ²	Hohlwände, Kühlrost	a) 0,62 b) 0,07	0,25	0,08	1,02	Hohe Brennraumkosten wegen angreifender Schlacke
D	3 zu 1300 m ²	Hohlwände, Kühlrost	a) 0,08	0,02	0,10 ³⁾	0,20	Seitenwand und Aschentrichter wegen Abplatzens und Werfens der ff. Steine erneuert
E	11 zu 2700 m ²	Hohlwände, Kühlrost	a) 0,47 b) 0,08	0,30	0,03	0,88	Schwierigkeiten infolge mangelnder Dehnungsfähigkeit der Brennraumwände
F	2 zu 1670 m ²	Kühlflächen, Kühlrost, Hohlwände	a) 0,50	—	—	0,92	Sehr angreifende Schlacken
G	Sonderkessel nach Art von Abb. 202	allseitig von Baileywänden umgeben	a) 0,11 b) 0,02	0,11	0,19 ⁴⁾ 0,23 ⁵⁾ 0,20 ⁶⁾	0,86	Verwendung aschereicher Kohlen mit niedrigen Aschenschmelzpunkten

Ein Vergleich mit den Instandhaltungskosten für Brennräume und Feuerungsteile mechanischer Rostfeuerungen läßt sich selbst innerhalb ein und desselben Werkes wegen der verschiedenartigen Betriebsverhältnisse nur mit Vorbehalt anstellen. Auch bei Rostfeuerungen sind die Kosten sehr schwankend. Bei Kesseln bis 500 m² finden sich Werte von 0,80—1,70 M/t Kohle. Von einzelnen Werken werden teils höhere, teils niedrigere Kosten als bei Staubbetrieb angegeben. Es ist jedoch unzulässig, eine alte und zudem nur zeitweise arbeitende Rost-

¹⁾ Nat. El. Light Ass., Pulv. Fuel, Aug. 1927 und 1928; private Mitteilungen.

²⁾ Einschließlich Kühlrost. ³⁾ Einschließlich Brenner und Speiser.

⁴⁾ Saugzuganlage. ⁵⁾ Rußbläser.

⁶⁾ Kohlenzufuhr und Entschlackung nach Abb. 229.

feuerung mit naturgemäß hohen Kosten einer neuzeitlichen Staubfeuerung gegenüberzustellen. Andererseits erscheint die Staubfeuerung häufig in zu ungünstigem Licht, wenn sie Kohlen verarbeitet, deren Schlacken derartig leichtflüssig und angreifend sind, daß sie die Verwendung in Rostfeuerungen überhaupt verbieten.

Die Instandhaltung des eigentlichen Kessels, des Economisers und des Lufterhitzers ist im Falle von Staubbetrieb bei geeigneten Rußbläsern und Entaschungsvorrichtungen nicht oder nur wenig höher als bei Rostbetrieb. Dagegen sind die Saugzugventilatoren höherem Verschleiß ausgesetzt; gegenüber Rostfeuerungen, die feinkörnige Brennstoffe mit Unterwind verfeuern, besteht allerdings kein wesentlicher Unterschied.

Mit einiger Sicherheit läßt sich heute nur so viel sagen: Die Instandhaltung der gesamten Kesseleinheit mit Feuerung, aber ohne Aufbereitung kostet, gleiche Betriebsverhältnisse und Kohlen vorausgesetzt, bei Staubfeuerungen ohne oder mit verhältnismäßig kleinen Kühlflächen etwa ebensoviel wie bei Wanderrostfeuerungen mit vorspringenden Einbauten und etwas mehr als bei neuzeitlichen Wanderrostfeuerungen mit eingeschränkten Gewölben. Neuzeitliche Staubfeuerungen mit großen Kühlflächen und neuzeitliche Wanderrostfeuerungen halten sich etwa die Waage, wobei der Vorteil bei kleineren Einheiten auf seiten des Rostbetriebes und bei großen Kesseln auf seiten der Staubfeuerung liegt.

Die Instandhaltungskosten geben jedoch noch kein ganz richtiges Bild, wenn nicht gleichzeitig die für Reparaturen erforderlichen Stillstandszeiten angegeben werden. Diese sind aber bei neuzeitlichen Staubfeuerungen wegen der leichteren und schnelleren Zugänglichkeit im allgemeinen kürzer als bei mechanischen Rosten. Ein amerikanisches Großkraftwerk mit minderwertigen Kohlen fand z. B., daß die Stillstandszeit von 22,8 vH bei Rostbetrieb auf 13,2 vH bei Staubbetrieb verkürzt werden konnte, wenn die mittlere Heizflächenbelastung in beiden Fällen $35 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ betrug. Während die Rostkessel alle zwei Monate für Reinigung und Reparaturen außer Betrieb genommen werden mußten, genügte bei Staubbetrieb das Wochenende. Vor allem wird sich bei staubgefeuerten Sonderkesseln die Ausfallzeit erheblich unter das auch bei neuzeitlichen Rostfeuerungen übliche Maß verkürzen lassen. Der vollen Ausnutzung dieses Vorteils stand allerdings bisher eine vielleicht übermäßige Vorsicht entgegen, die bei der kurzen Erfahrungszeit und der namentlich bei großen Kesseln verständlichen Angst vor unvorhergesehenen Stillständen berechtigt erscheint.

Man kann daher heute sagen, daß die Betriebszuverlässigkeit neuzeitlicher Kohlenstaubkessel mindestens ebenso groß,

wenn nicht größer als bei neuzeitlichen Rostfeuerungen ist. Bei diesen werden die beweglichen, hohen Temperaturen ausgesetzten Teile stets eine gewisse Gefahrenquelle bleiben. Rohrschäden sind nach den Erfahrungen mehrerer Werke nicht häufiger als bei neuzeitlichen mit Kühlrohren ausgerüsteten Rostfeuerungen. So hat z. B. ein Sonderkessel nach Art von Abb. 202 in zweijähriger Betriebszeit noch kein einziges Rohr verloren. Durchlaufende Betriebszeiten von zwei Monaten und mehr sind keine Seltenheit.

Es wäre erwünscht, wenn die Werke über Ausbesserungen und Ausfallzeiten ihrer Kessel eingehende Erhebungen anstellen und diese bekanntgeben würden.

6. Brennstoffwechsel. Die Empfindlichkeit gegen Brennstoffwechsel ist weit geringer als bei den meisten Rostfeuerungen; sie wird häufig weniger durch die Feuerung selber als durch die Aufbereitungsanlage bedingt. Ist diese überlastet oder zu knapp bemessen, so kann es vorkommen, daß bei Übergang zu feuchteren oder weniger heizkräftigen oder schwerer mahlbaren Brennstoffen die Durchsatzfähigkeit von Förderung, Trocknern oder Mühlen nicht mehr ausreicht.

An der Feuerung selber ist häufig das Verhältnis von Brennstoff zu Luft und von Primär- zu Sekundärluft, seltener die Mündungsgeschwindigkeit am Brenner zu verändern. Leistungsabnahmen des Kessels bei Übergang zu gasarmen Brennstoffen kann durch feinere Mahlung teilweise entgegengewirkt werden. Alle diese Mittel brauchen bei Kesseln mit hoher Flammenturbulenz und mit Kühlflächen, insbesondere also bei Sonderkesseln, gar nicht oder nicht so weitgehend wie bei den älteren Bauarten angewendet zu werden.

n) Anlagekosten, Bauausführung.

Die Anlagekosten werden durch Art, Zweck und Umfang des Kesselbetriebes, Belastungs- und Ausnutzungsfaktoren, Kohlenart, Dampfdruck, Finanzverhältnisse und häufig durch Art und Ort des Baugrundes derartig beeinflußt, daß sich bestimmte Zahlen nur von Fall zu Fall geben lassen. Die folgenden Angaben dienen nur als allgemeiner Anhalt.

Bei normalen Wasserrohrkesseln lassen sich die Anlagekosten für Kessel, Überhitzer, Ekonomiser bzw. Lufterhitzer, Staubfeuerung einschließlich Brennraum, Kühlflächen, Entaschung, Rußbläser, Armaturen und Montage bei Drücken bis zu 25 atü überschläglich nach der Näherungsformel

$$\text{Anlagekosten} = \left[60 \text{ bis } 90 + 7 \cdot \frac{t_D}{h} \right] \cdot 1000 \text{ Mark}$$

ermitteln, wobei für t_D die Normaldampfmenge bei 80 vH der Höchstlast einzusetzen ist. Hieran ist die eigentliche Feuerung einschließlich

Kühlflächen und Entschlackung mit rd. 40 vH beteiligt. Für die Aufbereitung sind bei Einzelmahlanlagen (direktes Verfahren) noch rd. 20 vH, bei zentralen Anlagen bis zu 40 vH hinzuzuschlagen. Einheiten bis zu 600 m² Heizfläche mit Staubfeuerung und Einzelmahlanlage sind rd. 15—20 vH teurer als bei Einbau neuzeitlicher Wanderroste mit unterteilter Luftzufuhr und einbaufreien hohen Brennräumen, wenn in beiden Fällen für die Kesseleinheit der obige Lieferungsumfang und bei Staubbetrieb noch die Kosten der Mahlanlage zugrunde gelegt werden. Bei Einheiten über 600 m² sinkt der Unterschied auf 15 vH und weniger. Werden bei Staubbetrieb die Kühlflächen fortgelassen und nur Voll- oder Hohlwände verwendet, so sind die Kosten der Kesseleinheit einschließlich der Einzelmahlanlage nur wenig höher und bei Brennstoffen, die verhältnismäßig geringe Rostbelastungen zulassen, u. U. sogar niedriger als bei Wanderrostbetrieb.

Natürlich sind auch hier die Grenzen fließend. Eine staubgefeuerte Einheit mit Hohlwänden, auf den Boden beschränkten Kühlflächen und Einzelmöhlen nach Abb. 199 kann z. B. billiger sein, als wenn der gleiche Kessel durchweg mit Hohlwänden oder mit Wanderrosten ausgerüstet würde.

Bei staubgefeuerten Sonderkesseln kann überschläglich angenommen werden, daß die Anlagekosten bei mittleren Einheiten (bis 30 t/h) rd. 10 vH und bei großen rd. 15—20 vH unter den Werten gleich leistungsfähiger normaler Kessel mit neuzeitlichen mechanischen Rosten liegen. Unter Einschluß der Aufbereitung würden mittelgroße Sonderkeseleinheiten etwas teurer und große Einheiten billiger als normale mit mechanischen Rosten versehene Kesseleinheiten ausfallen. Die Ersparnis steigt mit dem Kesseldruck, weil die Staubfeuerung wegen der höheren Bereitschaft eine Verkleinerung der Kesseltrommeln und wegen weitgehender Luftvorwärmung auch eine Erniedrigung der dem Kesseldruck ausgesetzten Heizflächen gestattet.

Ein auf die Kesseleinheit beschränkter Vergleich gibt jedoch kein vollständiges Bild. Die Anlagekosten können sich weiter zugunsten der Staubfeuerung verschieben:

1. weil die Leistung je Kesseleinheit gesteigert und daher die Zahl der Kessel vermindert werden kann. Bei Wanderrosten liegt heute die baulich bedingte obere Grenze bei 90 bis 100 t Normaldampf je h, bei Rostfeuerungen für Rohbraunkohle bei nur 50—60 t/h. Dagegen weisen staubgefeuerte Sonderkessel bereits heute Leistungen bis zu 170 t/h auf (Abb. 204). Allerdings werden ähnlich hohe Leistungen bei im Bau befindlichen amerikanischen Unterschubfeuerungen erwartet. Wegen der Rostfläche dürfte sich jedoch kaum der gleiche kompakte Gesamtaufbau wie bei Staubbetrieb erreichen lassen; vor allem muß das Kesselgerüst der breiteren Front wegen teurer werden.

2. weil wegen des höheren Bereitschaftsgrades und der geringeren Ausfallzeiten der Staubfeuerung mit weniger Reserven auszukommen ist, so daß die Kesselanzahl noch weiter verringert werden kann. Wird z. B. in einem industriellen Kraftwerk an Stelle von zwei rostgefeuerten Kesseln von je 600 m² ein Sonderkessel von 30 t/h Leistung aufgestellt, so verringern sich die Kosten für die Kessel-einheiten, Leitungen und Bunker, aber ohne das Gebäude, um rd. 30 vH;

3. weil bei Staubsonderkesseln wegen 1. und 2. das Kesselhaus verkleinert werden kann; wird ferner der Kessel am Stahlgerüst des Gebäudes aufgehängt, so kommt man mit leichteren Konstruktionen aus, weil die Spannweite zwischen den Säulen und das Gewicht der Kesseltrommeln geringer als bei rostgefeuerten Kesseln wird. Da das Kesselgebäude großer Kraftwerke mit normalen Kesseln rd. 30—50 vH der Kesseleinheiten selber kostet, so bringt die bei Sonderkesseln erreichbare Verringerung der Gebäudekosten eine beachtliche Ersparnis mit sich.

Aus den Anlagekosten von 17 amerikanischen Großkraftwerken (Zahlentafel 40) geht hervor, daß Kohlenstaubkraftwerke bereits heute keinesfalls ungünstig dastehen. Für einen ähnlichen Vergleich neuerzeitlicher deutscher Großkraftwerke fehlen z. Z. noch genügende Unterlagen. Auf deutsche Verhältnisse übertragen, sollten sich die Werte der Zahlentafel um etwa 35—40 vH verringern lassen. In bezug auf Anlagekosten und Einfachheit des Gesamtaufbaus dürfte in Deutschland z. Z. das neue Kesselhaus des Cuno-Großkraftwerks in Herdecke bei Hagen unerreicht dastehen¹⁾. Mit der fortschreitenden Entwicklung von Sonderkesseln ist eine Verbilligung der gesamten Kesselanlage um 20 vH zu erwarten.

Zahlentafel 40²⁾.

Mittlere Anlagekosten 17 amerikanischer Großkraftwerke.

Art der Feuerung	Anlagekosten in M/kW installierte Leistung		Kosten der Kesselanlage in vH der Gesamtkosten (abgerundet)
	Ganzes Kraftwerk	Kesselanlage einschl. Aufbereitung u. Leitungen	
Unterschub (6 Werke) . .	510	126	25
Wanderrost (5 Werke) . .	470	143	30
Kohlenstaub (6 Werke) . .	455	130	29

Die Baukosten der Aufbereitungsanlagen sind häufig noch unnötig hoch; sie lassen sich durch Vereinfachung von Gesamtaufbau

¹⁾ Kollbohm: Elektrizitätswirtschaft 27 (1928), Nr. 455, S. 153f.

²⁾ Nach Kreisinger: Power 69 (1929), Nr. 20, S. 100.

und Einzelteilen verringern (Schwerkraftförderung, s. S. 153; große Mahleinheiten s. S. 153/6).

Ferner besteht die Neigung, in den Gebäuden unter Annahme zu langer, der schnellen Entwicklung nicht Rechnung tragender Lebenszeiten übermäßig große Kapitalien festzulegen. Verteuernd wirken auch übertriebene architektonische Rücksichten, sei es, daß wie in Amerika die „schöne Fassade“ (Kraftwerke in englischer Gotik!) oder wie in Deutschland die „Betonung des Zweckgedankens“ ins Feld geführt werden. Dabei besteht erfahrungsgemäß die Gefahr, daß der Ingenieur bei Größe und Bauart von Fenstern, Türen, Treppenaufgängen und Dächern nicht beharrlich genug auf reinster Zweckmäßigkeit besteht und unter dem Druck der vom Architekten geforderten „künstlerischen Gesamtwirkung“ Zugeständnisse macht, die den an natürliche Beleuchtung, Heizung, Lüftung, Betriebssicherheit und Sauberkeit zu stellenden Forderungen zuwiderlaufen. Ein aus reiner Sachlichkeit organisch entwickelter Zweckbau wirkt schön auch, oder erst ohne wesensfremdes, verteuerndes Beiwerk.

Eine nicht seltene, aber leicht vermeidbare Verteuerung der Anlage tritt ein, wenn infolge mangelhafter Vorbereitungen im Konstruktions-, Bau- und Einkaufsbureau Nachforderungen und Terminüberschreitungen eintreten. Zeitraubende Nacharbeiten werden vermieden, wenn alle Einzelheiten bis zu den Treppen und Geländern zeichnerisch festgelegt und im Terminkalender mit aufgeführt werden. Bei größeren Anlagen läßt sich viel Zeit und Geld sparen, wenn gemeinsam mit den Lieferfirmen ein bis ins einzelne durchdachter Montageplan ausgearbeitet wird.

Im allgemeinen dürfte es sich empfehlen, die gesamte Bauausführung bis zur schlüsselfertigen Vollendung einer anerkannten, mit dem Bau von Kesseln, Feuerungen und Gebäuden vertrauten Firma zu übertragen.

o) Staub-Zusatzfeuerungen.

1. Wesen und Zweck. Eine Staubfeuerung, die zu einer andersartigen Hauptfeuerung unter Benutzung des gleichen Brennraums hinzugeschaltet wird, heißt Zusatzfeuerung. Sie ist als solche meist zeitweise, seltener ständig in Betrieb und deckt in der Regel nur einen mäßigen Bruchteil des gesamten Wärmebedarfs. Es gibt jedoch auch Fälle (z. B. bei manchen Kesseln mit Hochofengas als Hauptfeuerung), in denen die Zusatzfeuerung trotz ihres Namens den größeren Teil der Dampfzeugung übernimmt.

Die Zusatzfeuerung bezweckt:

1. Eine Leistungssteigerung des Kessels.
2. Eine Erhöhung des Bereitschaftsgrades.

3. Verarbeitung von staubhaltigen auf Rosten nicht verwertbaren Brennstoffen.

4. Einen Ausgleich bei schwankender Güte oder Menge des die Hauptfeuerung versorgenden Brennstoffs.

2. Bei Gasfeuerungen. Staubzusatzfeuerungen finden sich auf Eisenhüttenwerken bei einer Anzahl mit Hochofengas geheizter Wasserrohrkessel. Da Hochofengas und Kohlenstaub große Brennräume mit freiem Flammenauslauf erfordern, können im wesentlichen die bei reinen Staubfeuerungen geltenden Bauformen verwendet werden. Die Gasbrenner, zweckmäßig als Drallbrenner ausgebildet, sind einerseits gegen übermäßige Erhitzung durch die strahlende Staubflamme, andererseits aber auch bei Brennräumen mit Kühlflächen gegen zu starke, die sichere Zündung des Gases gefährdende Kühlung zu schützen. Bei Schrägrohrkesseln werden die Gasbrenner daher vor kleine, in der Stirnwand angebrachte, nach außen vortretende Nischen aus ff. Baustoff gesetzt; die Brennerachse ist wagerecht oder etwas nach unten geneigt. Bei Steilrohrkesseln können die Gasbrenner auch an den nach hinten vorkammerartig ausgedehnten Brennraum angebaut werden (Abb. 249). Wie bei reinen Staubkesseln ist im allgemeinen wagerechten oder schräg nach unten gerichteten Staubbrennern neuzeitlicher Bauart (Abb. 202) der Vorzug vor den bisher vorwiegenden Steilbrennern zu geben. Diese müssen wegen des Auftriebs der Brennraumgase in Zeiten reinen Gasbetriebes u. U. mit Wasser gekühlt werden. Gegen Brenner, die gleichzeitig für Gas und für Staub dienen, verhält sich die Praxis im allgemeinen mit Rücksicht auf möglichste Unabhängigkeit beider Beheizungsarten ablehnend.

Bei Gasen mit schwachleuchtenden Flammen ist der Wärmeübergang durch Flammenstrahlung geringer als bei Kohlenstaub. Bei Hochofengas ist ferner das Abgasgewicht je Brennstoff-keal größer als bei Kohlenstaub. Wird daher ein Kessel von Staub auf Hochofengas umgestellt, so sinken die Brennraumtemperaturen, während die Abgas- und Dampftemperaturen steigen. Bei Kesseln nach Abb. 249 nehmen die Temperaturen der Brennraumwände, z. B. bei $35 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ Heizflächenbelastung um rund 200° ab und die Abgas- und Dampftemperaturen um 40° bzw. 15° zu. Die maximale Dampferzeugung wird daher bei Staub mehr durch die zulässigen Brennraumtemperaturen, bei Hochofengas dagegen wegen der größeren Abgasmengen mehr durch die Zugverhältnisse und die Höhe der Abgastemperaturen bestimmt. Bei Kesseln mit natürlichem Zug und luftgekühlten Wänden nach Abb. 249 steigt die Heizflächenbelastung z. B. von $30\text{—}35 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ bei Hochofengas auf $40\text{—}45 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ bei Staub. Bei massiven Wänden und natürlichem Zug werden 25 bzw. $35 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ erreicht. Die günstigste Bemessung der Kühl- und der eigentlichen Kesselheizfläche muß im

Einzelfall ermittelt werden, in der neben Gas- und Staubpreis sowie den Anlagekosten der mittlere zeitliche Verlauf der angelieferten Gas-mengen und der angeforderten Dampfmengen berücksichtigt wird. Bei bereits bestehenden Anlagen kann es u. U. zweckmäßiger sein, alle oder einen großen Teil der Kessel mit Staubzusatzfeuerungen und luftgekühlten Wänden auszurüsten, als nur einige Kessel unter Verwendung von Kühlflächen umzustellen. Bei Kesseln, die vorwiegend mit Gas und nur periodenweise mit Staub betrieben werden, darf auch mit Rücksicht auf sichere Zündung des Staubes im Falle aussetzender Gasbelieferung mit der Kühlung der Wände nicht zu weit gegangen werden. Der Einbau von Kühlflächen kommt wegen ihres hohen Preises fast nur bei größeren Kesseln in Frage, und zwar vor allem, wenn verhältnismäßig viel Staub verfeuert werden muß, oder wenn Leistungssteigerungen des Kessels verlangt werden, die sich mit luftgekühlten Wänden nicht mehr erzielen lassen¹⁾. Noch vorteilhafter kann es in solchen Fällen sein, auf die gemischte Beheizung ganz oder teilweise zu verzichten und einen Sonderkessel mit reiner Staubfeuerung aufzustellen; er könnte jedoch auch als Reserve-Gaskessel dienen; die in diesem Falle eintretende hochwertige Abhitze ließe sich durch den Luffterhitzer z. T. als Warmluft für die eigentlichen Gaskessel wiedergewinnen, wobei zugleich deren Leistung der höheren Verbrennungstemperatur entsprechend gesteigert wird.

Für bauliche Einzelfragen und Betriebserfahrungen gelten im wesentlichen die für reine Staubfeuerungen gemachten Angaben.

Bezüglich der Regelbarkeit haben sich Staub- und Gasfeuerungen als ziemlich gleichwertig erwiesen. Wird auf der Gasseite einer der bekannten Gas-Luftregler eingebaut, so läßt sich der CO₂-Gehalt fast ebenso leicht wie bei reinen Staubfeuerungen durch Handreglung beherrschen.

Die Staubzusatzfeuerung kommt laut S. 338 vor allem in Frage:

1. um bei „Gastälern“, d. h. bei mangelnden Hochofengasmengen einzuspringen;

2. um die Kesselleistung vorübergehend oder dauernd zu erhöhen (z. B. beim Auswalzen schwerer Profile oder wenn alte Flammenrohrkessel abgebrochen werden sollen).

3. Bei Rostfeuerungen²⁾. Bauweise. Den beiden Grundforderungen der Staubfeuerung, großem Brennraum und freiem Flammenauslauf,

¹⁾ Als Kühlflächen ausgebildete Strahlungsheizflächen kämen an sich wegen der Wasserdampf- und CO₂-Strahlung auch bei Hochofengas in Frage; die Mehrleistung des Kessels steht jedoch nicht im Verhältnis zu den hohen Anlagekosten und würde, wenigstens vorläufig, durch Vermehrung der Konvektionsheizflächen billiger zu erreichen sein.

²⁾ Einen ausführlichen Überblick über den gegenwärtigen Stand der Zusatzfeuerung bei Rostfeuerungen für Rohbraunkohle geben die in „Braunkohle“ 27

kann je nach Art von Rostfeuerung und Rostbrennstoff mehr oder weniger gut entsprochen werden.

Kessel mit Innenfeuerung (Flammrohr- und Lokomobilkessel) erscheinen von vornherein ihres kleinen Brennraumes wegen wenig geeignet. Trotzdem kann für vorübergehende Leistungssteigerungen eine Zusatzfeuerung dann in Frage kommen, wenn ein leicht zündender und schnell verbrennender Staub (Fett- oder Braunkohlenstaub) benutzt wird, und wenn die Leistungssteigerung mit einer Verschlechterung des Wirkungsgrades erkauft werden darf. Die Staubbrenner wären wie bei handgefeuerten Flammrohrkesseln, die gleichzeitig mit Hochofengas beheizt werden, zu beiden Seiten oder oberhalb der Feuertür anzuordnen. Daß sich die Zusatzfeuerung baulich lösen ließe, ist schon deshalb anzunehmen, weil die unter ähnlichen Verhältnissen arbeitende selbsttätige Rostfeuerung für staubhaltige Brennstoffe auf vielen amerikanischen Lokomotiven erfolgreich verwendet wird (s. S. 453).

Bei Flammrohrkesseln mit Vorfeuerungen für Rohbraunkohle liegen die Verhältnisse ähnlich wie bei den noch zu besprechenden Treppenrostfeuerungen unter Wasserrohrkesseln¹⁾.

Im wesentlichen blieb die Zusatzfeuerung bisher auf Wasserrohrkessel beschränkt. Zunächst seien die Fälle behandelt, in denen die

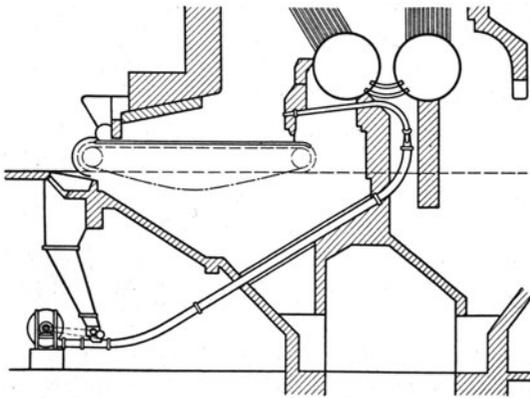


Abb. 256. Zusatzfeuerung auf dem Großkraftwerk Franken.

Staubfeuerung nachträglich eingebaut wurde, ohne daß Form und Größe des Brennraumes geändert wurden. Eine der ersten, wenn nicht die erste in eine Wanderrostfeuerung eingebaute, von Maas angegebene Zusatzfeuerung zeigt Abb. 256. Sie verarbeitet ein zuvor gemahlenes Gemisch von Rostdurchfall und

Braunkohlen-Brikettabrieb. Auf dem Rost wird Nußkohle verfeuert. Der Staub wird durch zwei einfache Brenner von hinten über dem Rost eingeblasen. Bei verschiedenen Wanderrostfeuerungen wird der Staub durch schräg nach unten gerichtete Brenner an oder über der

(1928) Nr. 15 gesammelten Aufsätze von E. Rammler, A. Schreiber, C. Kreyßig, Güthe, H. Zeuner, Killmann, K. Weyer, Rothe und Becker; der Aufsatz von Rammler enthält auch ein ausführliches Schrifttumverzeichnis.

¹⁾ Braunkohlenstaub aus der Innenentstaubung von Brikettfabriken wurde bereits vor etwa 25 Jahren im Rheinischen Braunkohlenrevier über Treppenrosten zugesetzt, ohne jedoch wegen der damaligen primitiven Speiser und Brenner praktische Bedeutung erlangen zu haben.

Nase des Zündgewölbes zugesetzt. Bei Braunkohlen-Treppenrosten sind steile oder senkrechte Brenner die Regel. Wenn auch Leistung und Betriebsbereitschaft in fast allen Fällen erhöht werden konnten, so sind die Bedingungen für die Staubverbrennung doch recht ungünstig. Der Brennraum ist zu klein und auch seiner Form nach für die Staubflamme wenig geeignet. Diese Nachteile treten bei solchen Rostfeuerungen besonders scharf hervor, die zur Verfeuerung träger Brennstoffe (Anthrazit, Koks oder Kohlenschlamm) niedrige, durch lange Zündgewölbe abgedeckte Brennräume besitzen. Gerade bei trägen Rostbrennstoffen ist aber die Zusatzfeuerung besonders erwünscht. Umgekehrt eignet sich die in Amerika bei hochwertigen Kohlen gebräuchliche Unterschubfeuerung ihrer großen einbaufreien Brennräume wegen für Staubzusatz baulich besonders gut; da sie aber gleichzeitig sehr elastisch ist und vor allem Spitzenlasten schnell aufzunehmen vermag, liegt für eine Zusatzfeuerung kein Bedürfnis vor. Im großen und ganzen findet man, daß die baulichen Vorbedingungen für die Zusatzfeuerung gerade da recht ungünstig sind, wo diese betrieblich besonders erwünscht wäre. Damit erfahren ihre Anwendungsmöglichkeiten von vornherein eine erhebliche Einschränkung.

Bei Um- und Neubauten ist zwischen den Bedingungen der Rost- und Staubfeuerung ein Kompromiß zu schließen, bei dem der Staubfeuerung um so mehr Rechnung getragen werden kann, je größer die Zahl ihrer Benutzungsstunden und je größer der auf sie entfallende Anteil an dem gesamten Wärmeverbrauch ist. Bei Treppenrostfeuerungen läßt sich der Brennraum meistens in einfacher Weise durch Erhöhung der Decke vergrößern, (Abb. 257). Das anfänglich für nötig gehaltene Wehrgewölbe wurde fortgelassen, so daß die Heizflächen von der Staubflamme unmittelbar angestrahlt werden können. Bei der Schuckert-Petri-Zusatzfeuerung (Abb. 258) wird die Staubfeuerung dank des großen, gegen die Heizfläche weit geöffneten Brennraums zu einem ebenbürtigen Gefährten der Rostfeuerung; man spricht daher auch von einer „Kombinierten Kohlenstaub-Rostfeuerung“. Der Brennraum kann sogar wie bei reinen Staubfeuerungen mit Kühlflächen versehen werden. Da die Staubflamme die Aufgabe der Zündgewölbe übernimmt, kann auf diese auch bei trägen Rostbrennstoffen dann verzichtet werden, wenn die Staubfeuerung dauernd mitläuft. Ist sie nur während eines Teils der Betriebszeit tätig, so können die Zündgewölbe zum mindesten stark eingeschränkt werden, da sie in ihrer Wirkung durch die in dem großen Brennraum aufgespeicherte Strahlungswärme unterstützt werden. Allerdings muß in diesem Fall auf Kühlflächen verzichtet werden. Das Gleiche gilt von Treppenrostfeuerungen für Rohbraunkohle.

Die im Brennraum abgeschiedene Schlacke der Zusatzfeuerung fällt auf den Rost und gelangt von dort mit der Rostschlacke zum Aschentrichter. Kühlroste wie bei reinen Staubfeuerungen sind daher überflüssig.

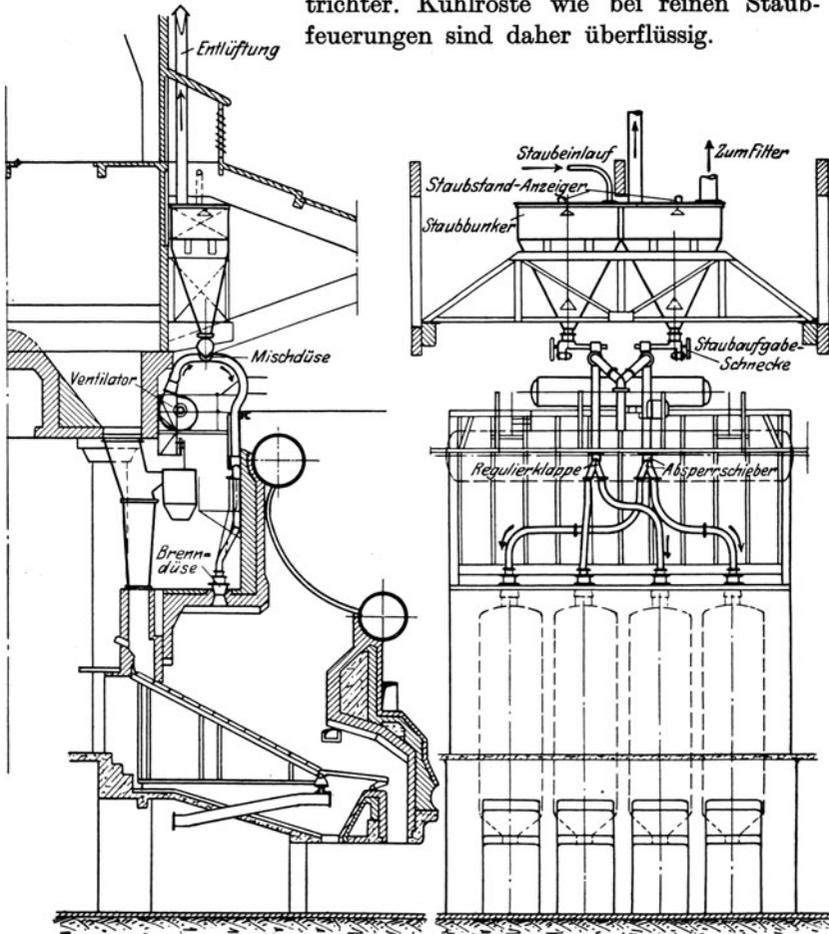


Abb. 257. Zusatzfeuerung im Großkraftwerk Hirschfelde¹⁾.
 Heizfläche des Steilrohrkessels 1000 m²
 „ „ Überhitzers 340 „
 „ „ Economisers 1935 „
 Rostfläche des Unterwind-Treppenrostes 59 „

Wechselwirkung zwischen Staub- und Rostfeuerung. Die Staubflamme strahlt gegen die Rostfläche mehr oder weniger stark, so daß die Temperatur der Schüttung erhöht und damit Trocknung, Entgasung, Zündung und Verbrennung beschleunigt werden. Die Staubflamme trägt ferner zur Durchwirblung der Rostgase bei, so daß mit

¹⁾ Zeuner, H.: a. a. O.

weniger Luftüberschuß gearbeitet werden kann. Die Folgen sind höhere Verbrennungstemperaturen, geringere Verluste im Rostrückstand und in den Abgasen, sowie höhere Rostleistungen.

Der Einfluß der Staubflamme auf den Rost muß bei liegenden Brennern größer als bei stehenden sein, weil der Strahlungswinkel gün-

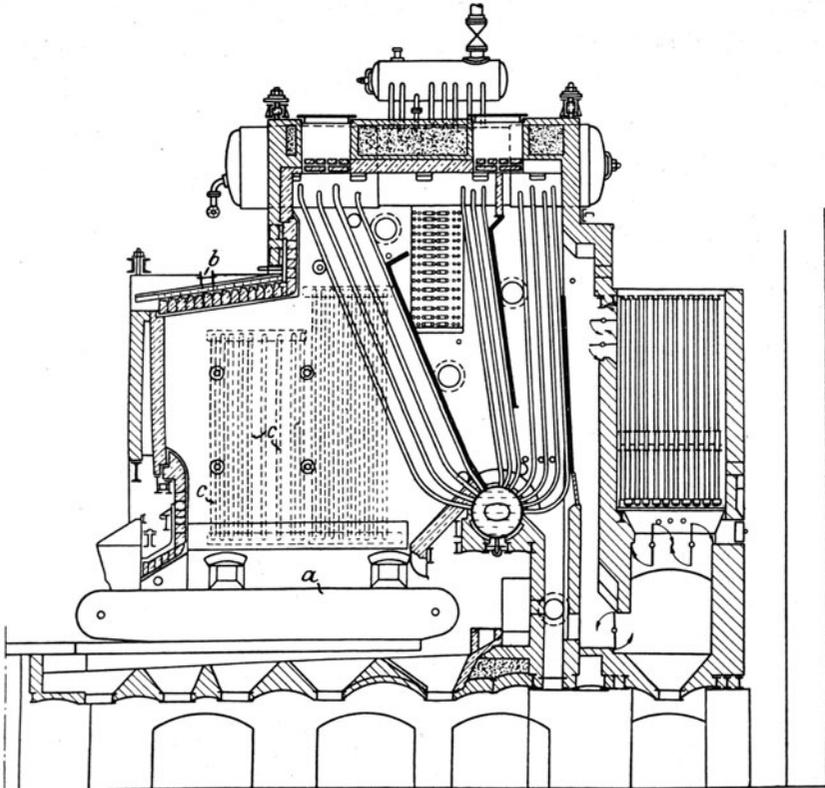


Abb. 258. Vereinigte Rost-Kohlenstaubfeuerung, Bauart Schukert-Petri, für einen 500 m² Steilrohrkessel. Rostfläche = 22 m² ¹⁾.
a Wanderrost, b Staubbrenner, c Kühlflächen.

stiger ist, und weil die Staubflamme die Rostgase besser erfassen und durchwirbeln kann.

Da die Staubflamme die Spitzen übernimmt, kann die Rostfeuerung gleichmäßiger belastet werden; infolgedessen fallen die bei Belastungsänderungen auftretenden zusätzlichen Verluste durch Überschüttungen, Löcher oder falsch bemessene Luftmengen fort. Die Wirkungsgradkurve der Rostfeuerung wird daher flacher.

Bei leicht schmelzenden Aschen kann die Temperatursteigerung der

¹⁾ Petri: Wärme 50 (1927) Nr. 43, S. 745/6.

Schüttung allerdings zu starker Verschlackung der Roste führen. Dadurch wird die Leistungssteigerung, sowie die Möglichkeit, den Luftüberschuß zu verringern, stark eingeschränkt.

Überschreitet der Staubzusatz ein im wesentlichen von der Brennraumgröße abhängiges Maß, so besteht Gefahr, daß mit den Rauchgasen noch unverbrannte, feste und gasförmige Bestandteile entweichen, und bei Berührung mit den Heizflächen verlöschen. Die Folge ist, daß der Wirkungsgrad bei einer bestimmten Staubmenge seinen Höhepunkt erreicht, bei weiterer Steigerung des Staubzusatzes wieder abfällt und dabei sogar unter die bei reiner Rostfeuerung üblichen Werte sinken kann. Als günstigstes Verhältnis Kohlenstaub : Rostkohle wird öfters der Bereich 0,15—0,25 bezeichnet. Ebenso nimmt die Heizflächenbelastung mit zunehmendem Staubzusatz zuerst zu und dann wieder ab, wobei gleichfalls die bei reiner Rostfeuerung erreichten Werte unterschritten werden können.

Die höchste Kesselleitung liegt meistens bei höheren Staubzusätzen als der höchste Wirkungsgrad¹⁾.

Umgekehrt unterstützt die strahlende Rostschüttung die Zündung der Staubflamme. Es läßt sich daher auch Staub mit niedrigem Gehalt an flüchtigen Bestandteilen oder mit geringer Mahlfeinheit verwenden. Die größeren in der Schwebenicht ausbrennenden Teile verlassen die Flamme daher und fallen auf den Rost, wo sie ausbrennen können. Wenn man auch gewisse Staubarten, wie z. B. Staub der Windsichtung der Steinkohlenzechen oder aus der Schlotentstaubung der Braunkohlen-Brikettwerke, ohne Mahlung verarbeitet werden kann, so ist doch zu untersuchen, ob nicht mit Rücksicht auf die erstrebte Leistungssteigerung eine Nachmahlung erwünscht wäre. Außerdem besteht, namentlich bei Feuerungen mit starkem Unterdruck, die Gefahr, daß im Falle ungleichmäßiger Luftverteilung über dem Rost (z. B. infolge von Löchern) größere Staubteilchen unverbrannt entweichen.

Leistungssteigerung. Sie hängt vor allem von der Größe des Brennraums sowie von Art und Feinheit der Rost- und Staubkohle ab. Die Steigerungsmöglichkeit ist um so geringer, je höher Brennraum- und Heizflächenbelastung bei reinem Rostbetrieb an sich schon sind. Werden Größe und Form des Brennraums nicht geändert, so beträgt die Leistungssteigerung meistens nicht mehr als 25—35 vH. Bei an sich neuzeitlichen Wanderrostfeuerungen mit guter Nußkohle oder Braunkohlenbriketten sind mit Hilfe von Fettkohlen oder Braunkohlenstaub vorübergehende Steigerungen der Heizflächenbelastung von 40 auf 60 kg/m²·h möglich. Die Treppenrostfeuerung für Rohbraunkohle in Hirschfelde (Abb. 257) erzielt bei reinem Rostbetrieb dauernd 35—40 kg/m²·h, und bei Zusatz

¹⁾ Finckh, L.: Wärme 49 (1926), Nr. 22, S. 379/84. — Rammler, E.: a. a. O.

von Braunkohlenstaub mit einer Feinheit von 20 vH Rückstand auf Sieb Nr. 70 40—45 kg/m²·h; hinzu kommt noch die durch den Staub erzeugte Dampfmenge im Betrag von weiteren 10 kg/m²·h. Die Heizflächenbelastung kann daher vorübergehend bis auf 55 kg/m²·h getrieben werden. Auf dem Braunkohlenkraftwerk Fortuna bei Köln wurde die normale Heizflächenbelastung durch Elektrofilterstaub um 60 vH, nämlich von 25 auf 40 kg/m²·h gesteigert. Die maximale Heizflächenbelastung wuchs von 32 auf 50 kg/m²·h (siehe Zahlentafel 41 III und IV).

Zahlentafel 41.

Versuch	I	II	III	IV
Rostkohle	Magernußkohle		Rhein. Rohbraunkohle	
Staubzusatz	keiner	Flugkoks 10—12 vH Rückstand auf Sieb Nr. 70	keiner	Filterstaub
Kesselbauart m ²	Steilrohrkessel		Steilrohrkessel	
Heizfläche d. Kessels . m ²	300		650	
„ d. Überhitzers „	—		220	
„ d. Ekonomis. „	300	440	416	
Art der Feuerung	Wanderrost mit Zünd- gewölbe	Zusatzfeue- rung, Bauart Schukert- Petri	Halbgastreppen- rostfeuerung mit 4 Staubbrennern	
Rostfläche m ²	10,16	6,8	44,4	
Brennrauminhalt . . m ³	—	—	70	
Versuchsdauer h	8	8	8	7,25
Heizwert				
Rostkohle kcal/kg	7110	7175	2050	2060
Staub „	—	5700	—	5170
Brennstoffverbrauch				
Rostkohle kg/h	1215	960	10490	9460
Staub „	—	235	—	1940
Gewichtsanteile				
Rostkohle vH	100	80,4	100	83
Staub „	—	19,6	—	17
Rostbelastung				
Rostkohle kg/m ² ·h	120	141	236	213
Staub (fiktiv) . . . „	—	34,5	—	43,8
Brennraumbelastung				
d. Rostkohle . . . kcal/m ³ ·h	—	—	307120	278440
d. Staub „	—	—	—	143660
insgesamt „	—	—	307120	422100
Heizflächenbelastung				
(Normaldampf) kg/m ² ·h	38,2	36,9	31,7	49,7
CO ₂ -Gehalt vH	12,4	12,1	12,9	15,1
O ₂ -Gehalt „	?	?	6,45	4,7
Wirkungsgrad				
des Kessels u. Überhitzers				
vH	77,07	79,26	—	—
des Kessels, Überhitzers				
und Ekonomisiers . vH	84,69	86,16	61,4	70,2

Wirkungsgrade. Wie die Versuche I und II der Zahlentafel 41 zeigen, stellte sich bei einer Zusatzfeuerung nach Abb. 258 gegenüber einer reinen Wanderrostfeuerung ein etwas höherer Wirkungsgrad heraus, obgleich ein besonders schwer verbrennlicher Staub zugesetzt wurde. Wie weiterhin die Versuche III und IV zeigen, stieg der Wirkungsgrad einer Rohbraunkohlenfeuerung, die der in Abb. 257 gezeigten ähnlich ist, von 61,4 vH bei reinem Rostbetrieb auf 70,2 vH, wenn die Rostkohlenmenge unverändert blieb und der Staubzusatz 17 vH des gesamten Brennstoffgewichtes betrug; wurde er weiter auf 28 vH gesteigert, so sank der Wirkungsgrad auf 57,4 vH und damit unter den bei reinem Rostbetrieb erzielten Wert; gleichzeitig stieg die Heizflächenbelastung nur wenig, nämlich von 49,7 auf 51,8 kg/m²·h. Der Wirkungsgrad erreichte seinen höchsten Wert von 76,5 vH bei 15 vH Zusatz und 52,9 kg/m²·h. Die Zahlen zeigen, daß die Staubüberfütterung ziemlich weit getrieben werden kann, ohne daß sie wegen der geringen Änderung der Heizflächenbelastung erkannt werden könnte. Auch der CO₂-Gehalt gibt, wie unter „Regelung“ noch gezeigt wird, keinen zuverlässigen Anhalt.

Die obigen Versuchswirkungsgrade geben jedoch kein vollkommen richtiges Bild, weil sie die durch Staubzusatz erreichbare Erhöhung der Betriebsbereitschaft und die damit zusammenhängende Ersparnis an Leerlauf und Anheizkohle unberücksichtigt lassen. Man sollte daher im Einzelfall stets den Betriebswirkungsgrad zugrunde legen; bei stark schwankenden Belastungen kann, vor allem bei Rohbraunkohlen, der durch Staubzusatz erzielbare Gewinn größer sein als die obigen Versuchswirkungsgrade vermuten lassen. Die bei reinen Staubfeuerungen erzielbaren Betriebswirkungsgrade sind jedoch nicht zu erreichen.

Mahlfeinheit. Bei Mager- und Fettkohlen finden sich Werte von 40—60 vH Rückstand auf Sieb Nr. 70; bei Magerkohle mit einer Körnung von 0—7 mm und 90 vH Rückstand auf Sieb Nr. 70 werden z. B. dem Gewicht nach 20—30 vH in einem vor dem Kessel angebrachten Sichter abgeschieden und mit einer Mahlfeinheit von 55 vH Rückstand auf Sieb Nr. 70 der Zusatzfeuerung zugeführt. In einem andern Fall wurde Flugkoks mit 10—12 vH Rückstand auf Sieb Nr. 70 verfeuert (s. Zahlentafel 41 II)¹⁾. Bei Braunkohlenstaub wird mit Rückständen bis zu 70 vH auf Sieb Nr. 70 gearbeitet; Brüdenstaub ist daher ohne weiteres zu verwenden.

Luftvorwärmung. Dieser sind wie bei reinen Rostfeuerungen und im Gegensatz zu reinen Staubfeuerungen je nach dem Schlackenschmelzpunkt mehr oder weniger enge Grenzen gezogen.

Betriebsbereitschaft. Bei einer Feuerung nach Abb. 257 konnte

¹⁾ Petri, G.: Arch. Wärmewirtsch. 1926, Nr. 2, S. 39/44.

die Verdampfung in 7 Minuten von 18 auf $40 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ gesteigert werden; allgemein lassen sich plötzliche Belastungsspitzen spielend aufnehmen. Mit Erhöhung der Betriebsbereitschaft wird wie bei der reinen Staubfeuerung ein Teil der unter Feuer stehenden Reservekessel frei; sie können daher zur Steigerung der Kesselhausleistung herangezogen werden und damit die Anschaffung neuer Kessel überflüssig machen. Die Zusatzfeuerung kommt daher vor allem Rohbraunkohlenkraftwerken zugute, die mit Rücksicht auf die Trägheit der Rohkohlenfeuerung einerseits und unvorhergesehene Spitzen andererseits eine verhältnismäßig große Anzahl von Bereitschaftskesseln unter Feuer halten müssen. Gleichzeitig verringert sich die Bereitschaftskohlenmenge.

Die Erhöhung der Betriebsbereitschaft ist u. U. die wertvollste Wirkung des Staubzusatzes; sie kann den bei der reinen Staubfeuerung erreichbaren Grad sogar überschreiten. Die Ersparnis an Bereitschaftskohle ist dagegen wegen der während der Leerlaufzeiten gebrauchten Rostkohle stets geringer als bei der reinen Staubfeuerung.

Feuerungsreglung. Luftüberschuß und CO_2 -Gehalt der Rauchgase können sowohl von falscher Luftbemessung in der Zusatzfeuerung als auch von Ungleichmäßigkeiten der Rostschüttung beeinflusst werden. Da die Ursache nicht immer sofort zu erkennen ist, macht die Reglung Schwierigkeiten. Dies gilt vor allem von Feuerungen mit starkem Unterdruck; dieser erfährt bei Überschüttungen oder bei Löchern in der Rostschicht bedeutende Schwankungen; dadurch wird nicht nur die Flamme mehr oder weniger vorzeitig abgelenkt; die Druckschwankungen beeinflussen auch die Luftmenge der Zusatzfeuerung, und zwar um so mehr, je niedriger die Brennergeschwindigkeiten oder Brennerdrücke sind. Mit Erhöhung der letzteren nähme der relative Anteil der Druckschwankungen am gesamten die Brennerluftmenge beeinflussenden Differenzdruck ab; gleichzeitig würde auch frühzeitiger Flammenablenkung vorgebeugt. Der Forderung höherer Brennergeschwindigkeiten würde durch Brenner nach Art von Abb. 128 gut entsprochen werden. Bei richtiger Ausbildung braucht die Flammenlänge trotz höherer Geschwindigkeiten nicht zuzunehmen.

Die Reglung wäre einfacher, wenn die jeweilige Überschußluft der Rostfeuerung als Sekundärluft für die Staubflamme benutzt werden könnte. Da die Überschußluft aber in regelloser Verteilung über dem Rost auftritt, sind, worauf Schulte¹⁾ besonders hinweist, die Aussichten für gute Berührung mit der Staubflamme gering; zudem wäre die mit CO_2 stark vermischte Überschußluft nach dem Massenwirkungsgesetz für die Verbrennung ziemlich wertlos. Dagegen wäre folgende Betriebsweise zu erwägen: Die Rostschüttung wird bei im wesentlichen unveränderter Unterwindmenge erhöht; die Verhältnisse nähern sich dabei denen des Gaserzeugers, bei dem die Verbrennung im wesentlichen nur bis zu CO fortschreitet.

¹⁾ Arch. Wärmewirtsch. 1927, Nr. 1, S. 3.

Wegen der hohen Rostschüttung werden Luftlöcher vermieden, so daß die Gaszusammensetzung wie bei Gaserzeugern wenig schwankt. Nebenbei tritt noch der Vorteil ein, daß die Roste vor Erhitzung geschützt werden. Die zur CO-Verbrennung erforderliche Luft wird, ohne mit der Rostschicht selber in Berührung zu kommen, durch die Brenner oder durch besondere Sekundärluftdüsen eingeblasen. Die Regelung erfolgt dabei ausschließlich und in einfacher Weise durch die Brenner- oder Sekundärluft. Rost und Staubfeuerung sind nicht wie bisher zwei mehr oder weniger willkürlich zusammengebrachte, ihrem Wesen nach verschiedene Einheiten, sondern sind gleichsam durch Hintereinanderschaltung zusammengeschaltet, wobei die Rostfeuerung einen vorbereitenden Charakter hat.

Ausbesserungen. Die Haltbarkeit der Brennraumwände ist, nach den spärlichen Unterlagen zu urteilen, je nach der Benutzungsdauer der Zusatzfeuerung etwa ebenso gut oder etwas besser als bei luftgekühlten Wänden reiner Staubfeuerungen. Ein Werk gibt an, daß die Wände nach 5000 h noch unversehrt waren. Die Haltbarkeit der Roste scheint unter der Staubflamme nicht zu leiden, wenn Löcher in der Schüttung vermieden und keine allzu niedrigen Schlackenschmelzpunkte vorliegen. Einwandfreie Unterhaltungskosten lassen sich noch nicht geben.

Entwicklungsrichtung. Die bisherige Entwicklung läßt das Bestreben erkennen, dem ungleichen Gespann von Rost- und Staubfeuerung den Stempel des Gezwungenen zu nehmen und beide Feuerungsarten baulich möglichst organisch miteinander zu verbinden. Am weitesten geht hierbei die Schuckert-Petri-Feuerung, ohne daß jedoch alle Möglichkeiten erschöpft wären. Ebenso wichtig wie die bauliche ist die betriebliche Kupplung; dabei wäre an die oben vorgeschlagene Verknüpfung beider Feuerungen durch einen einheitlichen Reglungsvorgang zu denken.

Von den heute üblichen Steilbrennern sollte, wo irgend möglich, zum liegenden Brenner mit nicht zu niedrigen Mündungsgeschwindigkeiten und guter Flammenturbulenz übergegangen werden. Die Folge wäre größere bauliche Einfachheit, da Sekundärluftöffnungen überflüssig werden und die Brenneranzahl der größeren Durchsatzmenge je Brenner entsprechend verringert werden kann. Weitere Vorteile derartiger Brenner wären kleinere Brennräume, die sich den bei neueren Rostfeuerungen üblichen Größen nähern, bessere Strahlungs- und Mischungsverhältnisse sowie geringere Beeinflussung durch Druckschwankungen im Brennraum.

Ferner wird man die Vorteile der Strahlungsübertragung durch Kühlflächen nach Möglichkeit auszunutzen versuchen. Bei Feuerungen, die träge Rostbrennstoffe verarbeiten und deren Zusatzfeuerung als Bereitschaftsfeuerung nur zeitweise in Betrieb ist, müssen Kühlflächen allerdings stark eingeschränkt oder sogar fortgelassen werden. Man muß daher gerade in den Fällen, die bisher das Hauptfeld der Zu-

satzfeuerung waren, auf die volle Ausnutzung der mit der Staubflamme an sich möglichen Strahlungsübertragung verzichten. Läuft die Zusatzfeuerung dagegen dauernd mit, oder werden auf dem Rost weniger träge Brennstoffe verarbeitet, so ist die Verwendung von Kühlflächen um so mehr geboten, je größer der auf die Staubfeuerung entfallende Teil der Kesselleistung ist. Es ist jedoch zu beachten, daß sich die Kühlflächen mit Brennraum und den übrigen Heizflächen nicht in dem Maße zu einem einheitlichen Ganzen vereinigen lassen, wie es bei der reinen Staubfeuerung möglich ist. Kühlflächen sind daher ein verhältnismäßig teures Bauelement. Es ist deshalb bei bereits bestehenden Anlagen u. U. wirtschaftlicher, auf den Einbau von Kühlflächen zu verzichten und dafür die Zusatzfeuerung auf eine größere Zahl von Kesseln unter Verwendung einfacher luftgekühlter Wände auszudehnen. Die bei der reinen Staubfeuerung in starkem Fluß befindliche Entwicklung zu billigeren Sonderkesseln einerseits und zu extrem großen Einheiten andererseits wird bei Rostfeuerungen mit Staubzusatz oder bei der vereinigten Rost-Staubfeuerung durch die Rücksichten auf die Rostfeuerung stets gehemmt sein¹⁾.

In Anlagen mit großen Dampfspitzen kann es daher wirtschaftlicher sein, einen für die Spitzen dienenden reinen Kohlenstaubkessel aufzustellen und Zusatzfeuerungen entweder ganz fortzulassen oder bei trägen Brennstoffen auf die Aufgabe zu beschränken, die Rostleistungen zu erhöhen. Will man sich zu staubgefeuerten Sonderkesseln wegen ihrer augenblicklichen stürmischen Entwicklung nicht entschließen, so ist die Zusatzfeuerung allerdings eine vorzügliche Zwischenlösung.

Anwendungsgebiet. Die Zusatzfeuerung kommt bei folgenden Brennstoffverhältnissen in Frage:

1. Wenn auf dem Rost träge Brennstoffe, wie Rohbraunkohle, Kohlen-schlämme, anthrazitische Kohlen und Brennstoffrückstände wie Koks-lösch, Rostdurchfall oder Kammerlösch verfeuert werden.

2. Wenn billiger Brikettstaub, z. B. Staub aus der Innen- oder Schlot-entstaubung der Brikettfabriken oder aus der Windsichtung der Stein-kohlenwäschern zur Verfügung steht. Dabei kann die Zusatzfeuerung der reinen Staubfeuerung vorzuziehen sein, wenn

a) die erhältlichen Staubmengen je nach der Marktlage stark schwanken;

b) der schlechtere Wirkungsgrad der Staubverbrennung in der Zusatzfeuerung keine Rolle spielt;

¹⁾ Man kann dem entgegenhalten, daß der Strahlungsübertragung durch Kühlflächen auch bei neueren Rostfeuerungen Rechnung getragen wird, und daß Unterschubfeuerungen in Amerika seit kurzem auch für größte Kesseleinheiten hergestellt werden. Neuere Rostfeuerungen sind aber gleichzeitig auch betrieblich elastischer geworden, so daß bei ihnen das Bedürfnis nach einer Zusatzfeuerung nicht im gleichen Maße wie bei älteren Rostfeuerungen vorliegt.

c) im Falle der Zusatzfeuerung auf Mahlung verzichtet werden kann.

3. Wenn billige feinkörnige Brennstoffe (Magerkohle) zur Verfügung stehen, die durch Siebung oder Windsichtung in gröbere, auf Unterwindrosten zu verbrennende Körner und in ohne weiteres gebrauchsfertigen oder nachzumahlenden Staub für die Zusatzfeuerung zerlegt werden können. Möglicherweise kann auch Braunkohlen-Halbkoks auf diese Weise verwendet werden.

4. Bei schwankender Güte des Rostbrennstoffs oder wenn es aus irgendwelchen Gründen angezeigt ist, zu minderwertigeren Rostbrennstoffen überzugehen.

Die Zusatzfeuerung kommt unter Berücksichtigung dieser Brennstoffverhältnisse vor allem bei bestehenden Kesselanlagen in Frage, die aus räumlichen oder geldlichen Gründen weder erweitert noch mit neuen Rostfeuerungen oder mit einer Kohlenstaubfeuerung ausgerüstet werden können.

Die Zusatzfeuerung kann ferner als Übergangslösung dienen, wenn über die Art des endgültigen Ausbaus noch keine Klarheit besteht.

Bei Neuanlagen wird das Anwendungsfeld die Zusatzfeuerung einerseits durch die starke Entwicklung des Sonderkessels mit reiner Staubfeuerung und andererseits durch die auch bei trägen Brennstoffen wachsende Leistungsfähigkeit und Betriebselastizität neuzeitlicher Rostfeuerungen erheblich eingeengt. Dies gilt besonders von Großanlagen. Ob und wie weit sich die Zusatzfeuerung in diesen Fällen durchsetzen wird, erscheint sehr fraglich.

Allgemein hängt die Lebensfähigkeit der Zusatzfeuerung stark davon ab, inwieweit sie nicht nur zu einer baulichen, sondern vor allem auch betrieblichen Einheit mit der Rostfeuerung entwickelt werden kann.

p) Wirtschaftlichkeit der Staubfeuerung:

Zerlegt man die Gesteungskosten für 1 t Normaldampf in Wärm-, Kapital- und Betriebskosten, so ergibt sich der folgende Überblick. Er zeigt, bei welchen Beträgen gegenüber mechanischen Rostfeuerungen eine Verteuerung oder Verbilligung zu erwarten ist.

I. Wärmekosten

erniedrigt durch

1. höhere Betriebswirkungsgrade, insbesondere bei unterbrochenem Betrieb s. S. 413/416,
2. Verfeuerung billigerer Brennstoffe, s. Zahlentafel 48,
3. geringere Empfindlichkeit gegen Brennstoffwechsel, s. S. 424,
4. weitgehendere Ausnutzung der Luftherhitzung in Verbindung mit Regenerativ-Speisewasservorwärmung, s. S. 345;

Zahlentafel 42. Gestehungskosten für 1 t Normaldampf.

	Fall A		Fall B	
	15 bzw. 25 Wanderrost Ein 600-m ² -Schräg- rohrkessel	16 (4800) 24 (7200)	250 bzw. 350 Wanderrost Kohlenstaub 3 Schrägrohr- kessel zu je 70 t/h bei 80 vH der Höchstleistung 16 (4800)	80,5 Kohlenstaub 3 Sonderekessel zu je 120 t/h bei 70 vH der Höchstleistung 16 (4800)
I. Annahmen:				
Verlangte mittlere u. maximale Dampfmenge t/h				
Feuerungsart				
Anzahl, Art und Größe der Kessel				
Betriebsdauer je Tag (je Jahr) h				
Betriebswirkungsgrade vH				
Kohlenpreise frei Bunker M/1·10 ⁶ kcal				
Anlagekosten für Kessel und Feuerung M				
Anlagekosten der Einzelanlagen				
Anlagekosten für Gebäude, Förder- und Saug- zuganlage, Schornstein, Leitungen und Pum- pen				
Gesamtanlagekosten				
Abschreibung und Verzinsung vH				
Stromkosten M/kwh				
Kraftbedarf der Kessel (abgerundet) kwh/t Dampf				
Kraftbedarf der Einzelmahlan- lagen (abgerundet)				
II. Gestehungskosten: Wärmekosten:				
Kohle zu 3,4 M/1·10 ⁶ kcal M/t Dampf				
Kohle zu 2,4 M/1·10 ⁶ kcal				
Kapitalkosten				
Betriebskosten: Löhne (geschätzt) Instandhaltung der Kessel u. Feuerungen				
Instandhaltung der Einzelmahl- anlagen				
Kraftbedarf der Kessel				
Kraftbedarf der Einzelmahl- lagen				
Insgesamt: bei 16 h/Tag				
bei 24 h/Tag				

erhöht durch

1. Trocknungskohle.

II. Kapitalkosten

erniedrigt durch

1. Bau billiger Sonderkessel, s. S. 395/400,
2. Beherrschung größter Kesseleinheiten, s. S. 425,
3. bei Sonderkesseln durch Ersparnis an Reserven wegen höherer Bereitschaft und Zuverlässigkeit, s. S. 418/424;

erhöht durch

1. die Aufbereitungsanlage,
2. die Rauchgas-Entschungsanlage, s. S. 392/395.

III. Betriebskosten

erniedrigt durch

1. Maschinerisierung des Betriebes, s. S. 420,
2. geringere Instandhaltungskosten der Kesseleinheiten (gilt nur mit Einschränkungen), s. S. 421/424;

erhöht durch

1. erhöhten Kraftbedarf infolge Aufbereitungsanlage, s. Abb. 94 und Zahlentafel 17,
2. Instandhaltungskosten der Aufbereitungsanlage, s. Zahlentafel 17.

Ob sich die obigen Einflüsse zugunsten der Staub- oder Rostfeuerung auswirken, kann nur fallweise an Hand einer vergleichenden Wirtschaftlichkeitsrechnung ermittelt werden. Im folgenden soll nur auf die wichtigsten allgemeingültigen Zusammenhänge eingegangen werden. Hierfür seien zwei häufige Fälle gewählt. Fall A bezieht sich auf einen Industriebetrieb, in dem ein Wasserrohrkessel von 600 m² zu erstellen ist; Fall B betrifft die Errichtung eines ganzen Kesselhauses mit einer Dauerleistung von 250 t/h und einer Spitzenleistung von 350 t/h. Bei A und B werden der Staubfeuerung neuzeitliche Wanderrostfeuerungen gegenübergestellt.

Wie Zahlentafel 42 zeigt, läßt sich mit der Staubfeuerung am meisten in den Wärmekosten sparen, und zwar nicht so sehr durch den höheren Wirkungsgrad wie durch Verwendung billiger, für Rostbetrieb ungeeigneter Kohlen. Bei gleichem Wärmepreis des Brennstoffs wird gegenüber Wanderrosten die durch den höheren Wirkungsgrad der Staubfeuerung erzielte Ersparnis mehr oder weniger durch den höheren Kapitaldienst und die Kosten für den Kraftbedarf der Aufbereitung aufgehoben. Dies gilt auch bei schwankender oder unterbrochener Belastung, obwohl gerade dann die thermische Überlegenheit der Staubfeuerung am größten ist. Nun sinken aber Kapital- und Betriebskosten mit zunehmender Größe der Kesseleinheit bei Staubbetrieb schneller als bei mechanischen Rosten. Bei großen Einheiten sind die Kapitalkosten

bei Staubbetrieb sogar geringer als bei Rostfeuerung. Bei den gleichen Kohlenwärmepreisen ist die Staubfeuerung daher der Rostfeuerung von einer bestimmten Kesselgröße ab wirtschaftlich unbedingt überlegen; unterhalb dieser Größe besteht nur eine bedingte, durch die Spanne des Wärmepreises gegebene Überlegenheit. Die unbedingte Überlegenheit beginnt in der Gegend von rd. 70 t/h; diese Grenze verschiebt sich nach unten, je höher der Wärmepreis des Brennstoffs, je länger die Belastungsdauer und je höher die Kesseldrücke sind; sie sinkt ferner mit der Kesselanzahl je Betrieb, da wegen der größeren Bereitschaft und Betriebssicherheit der Staubfeuerung mit weniger Reserven auszukommen ist.

Die bedingte Überlegenheit ist bei Mager- und Eßkohlen am größten, Zahlentafel 47. Sie lassen sich in Staubfeuerungen gut und meist ohne Trocknung, auf normalen Wanderrosten dagegen selbst in stückiger, gut klassierter Form nur mit verhältnismäßig geringen Wirkungsgraden verfeuern. Fr. Schulte¹⁾ wies nach, daß die Staubfeuerung bereits bei kleinen aus zwei 200-m²-Wasserrohrkesseln bestehenden Anlagen wirtschaftlich sein kann. Inzwischen wird sich die Grenze allerdings nach oben verschoben haben, da es neuerdings gelungen ist, Magerkohle unter Zusatz von billiger Magerfeinkohle auf Sonderrosten mit gutem Wirkungsgrad zu verfeuern²⁾. Gasflammkohlen können auf Rosten je nach der Backfähigkeit auch unter Zusatz mehr oder weniger großer Feinkohlenmengen verfeuert werden (Oberschlesien und Saargebiet). Schulte¹⁾ berechnet, daß der Staubbetrieb bei Wanderrohrkesseln und durchgehendem Betrieb erst bei Anlagen von mehr als 800 m² Heizfläche, bei Flammrohrkesseln gegenüber Planrosten mit Handfeuerung und Förderkohle überhaupt nicht wirtschaftlich ist. Koksgrus, Koksasche und Flugkoks (Rauchkammerlösche) sowie Kohlenschlämme bereiten zwar bei nicht stark schwankendem Betrieb in der Staubfeuerung keine Schwierigkeiten. Dagegen wird die Aufbereitungsanlage in Anschaffung, Verschleiß und Kraftbedarf teuer. Kokshaltige Brennstoffe lassen sich auch auf Sonderwanderrosten bereits seit längerem in Amerika mit allerdings mäßigen und neuerdings in Deutschland mit ziemlich guten Wirkungsgraden und verhältnismäßig hohen Rostbelastungen verarbeiten³⁾. Ebenso sind kürzlich bei Sonderrostfeuerungen für Schlämme

¹⁾ Wärme 50 (1927), Nr. 43, S. 747/9; Gas Wasserfach 72 (1929), Nr. 2, S. 102/5.

²⁾ Presser: Glückauf 64 (1928), Nr. 24, S. 805/14; Schulte, Fr.: Arch. Wärmewirtsch. 10 (1929), Nr. 3, S. 97/103.

³⁾ Kennzeichen dieser Wanderroste sind: Unterteilte Rostluftzufuhr mit verschiedenen Drucken und teilweiser Rücksaugung der Rauchgase zur Beschleunigung der Zündung (s. Bleibtreu: Verein d. Eisenhüttenleute 1920, Maschinenausschuß Ber. Nr. 14, S. 4, 1925/6; Hochofenausschuß Ber. Nr. 73, S. 21/2); weitere Kennzeichen sind hohe Brennräume und Oberluftzufuhr (s. Presser: a. a. O.).

bezüglich der Rostleistungen bedeutende Fortschritte gemacht worden. Eine wirtschaftliche Abgrenzung gegenüber Staubbetrieb ist daher nur von Fall zu Fall möglich. Auch hier dürfte die Grenze, von der ab die Staubfeuerung wirtschaftlich wird, bei etwa 800 m² Heizfläche liegen¹⁾. Braunkohlenstaub hat gegenüber Rohbraunkohle einen so viel höheren Wärmepreis (s. Zahlentafel 47), daß er trotz seiner guten Brenneigenschaften und trotz des schlechten Wirkungsgrades üblicher Rohkohlenkessel nicht wirtschaftlich ist. Eine Ausnahme können auf der Grube errichtete Großkraftwerke bilden (s. S. 447). Ferner kann die Staubfeuerung bei Braunkohlenschwelkoks wirtschaftlich sein, s. S. 488.

Zusammenfassend läßt sich die Wirtschaftlichkeit staubgefeuerter Kessel etwa wie folgt umschreiben: Wie die Dampfturbine die Dampfmaschine nicht ganz verdrängen konnte, so wird die Rostfeuerung neben der Staubfeuerung lebensfähig bleiben. Zwischen beiden gibt es jedoch keine scharfe wirtschaftliche Abgrenzung. Der wachsende Wettbewerb der Staubfeuerung hat den Rostfeuerungsbau zu einer Anzahl von Verbesserungen angeregt. Höhere Rostbelastungen, größere Schmiegsamkeit an Belastungs- und Brennstoffwechsel sowie höhere Durchsatzleistungen haben die Stellung mechanischer Roste wieder befestigt und sie auch auf dem Gebiet minderwertiger Brennstoffe, das mehr und mehr der Staubfeuerung verfiel, Fuß fassen lassen. In der Verarbeitbarkeit billiger feinkörniger Kohlen wird die Rostfeuerung jedoch stets beschränkt sein. Das vorläufig noch wachsende Angebot billiger feiner Sorten wird nach wie vor zum größeren Teil der Staubfeuerung zufallen. Wenn die Feinkohlenpreise auch angezogen haben, so werden sie noch auf längere Zeit den Hauptanziehungspunkt der Staubfeuerung bilden. Die Rostfeuerungen werden auch weiterhin verbesserungsfähig bleiben. Es liegt aber in ihrem Wesen, daß sie in bezug auf Anpassungsfähigkeit an Brennstoffwechsel, Bereitschaftsgrad und Zuverlässigkeit neuzeitliche Staubfeuerungen wohl nie ganz einholen werden. Während die Rostfeuerung auf einen langen, im großen und ganzen wohl abgeschlossenen Werdegang zurückblickt, stehen wir bei der Staubfeuerung erst am Beginn einer Entwicklung, die, aus der Rostpraxis überkommene Formen abstreifend, bewußt eigene, ihrem Wesen angepaßte Wege einschlägt. Sie finden ihren besonderen Ausdruck in der Entwicklung leistungsfähiger billiger Kohlenstaub-Sonderkessel. Ihre besondere Eignung für hohe Leistungen, für das Regenerativverfahren der Speisewasservorwärmung und hohe Drucke sowie ihre große Zuverlässigkeit machen sie für Großkraftwerke besonders geeignet. Der Staub-Sonderkessel beginnt aber — vor

¹⁾ Presser: a. a. O.

allem in Amerika — auch in das Gebiet industrieller Kraftwerke mit mittleren Einheiten einzudringen. Das Ziel ist ein einfacher, billiger und zu verlässiger Hochdruckkessel mittlerer Leistung. War bisher der wesentliche Vorzug der Staubfeuerung die Verbilligung der Wärmekosten, so ist zu erwarten, daß in Zukunft noch die Verringerung der Kapitalkosten — vor allem bei hohen Drucken — hinzukommt. Sinken diese wie bei großen Kesseleinheiten auf oder unter die bei Rostfeuerungen üblichen Beträge, so wird die Staubfeuerung auch im Gebiet mittlerer Einheiten an Boden gewinnen.

q) Anwendung und Aussichten der Staubfeuerung in industriellen Betrieben.

Die Staubfeuerung kommt vor allem für ganzjährige oder durchlaufende Betriebsweise (Bergwerke, Hüttenwerke) oder für solche Industriezweige in Betracht, in deren Gestehungskosten ein großer Teil auf die Dampf- oder Kraftkosten entfällt (Zellstoff- und Papierindustrie). In gewissen Verfeinerungsindustrien sind die Aussichten für Um- oder Neubauten der Kesselanlagen — einerlei ob für Rost- oder Staubbetrieb — z. Z. ungünstig, weil die Kapitalknappheit dazu zwingt, Neubeschaffungen auf die besonders dringliche Rationalisierung der Fertigung zu beschränken.

Ein großer Teil der im Betrieb befindlichen Staubfeuerungen entfällt auf den Steinkohlenbergbau, und zwar vor allem den der Ruhr; verarbeitet werden in erster Linie schwer absetzbare, durch Windsichter abgeschiedene, mehr oder weniger nachzumahlende Feinkohlen. In Verbindung mit der Ferngasversorgung kommt der Kohlenstaub ferner als dauernder oder zeitweiser Ersatz für das den Dampfkesseln entzogene Koksofengas in Betracht. Die Staubfeuerung ist zu erwägen erstens bei Ausbau oder Zusammenlegung alter Kesselanlagen (u. U. wie in Amerika Vereinigung von zwei kleinen Wasserrohrkesseln über einer gemeinsamen Feuerung, Zusatzfeuerung oder Vorschaltkessel nach Abb. 209) sowie zweitens bei neuen großen, u. U. mit Hochdruckkesseln auszurüstenden Zentralen.

Im Braunkohlenbergbau sind die Aussichten für die Staubfeuerung sehr viel ungünstiger. Die mit billiger Abraumrohkohle geheizten Kessel der Brikettfabriken sind trotz schlechten Wirkungsgrades wegen ihrer niedrigen Wärmekosten (Zahlentafel 47) der Staubfeuerung wirtschaftlich überlegen. Für den bei der Innenentstaubung und in den Schloten gewonnenen Staub finden sich meist andere, lohnendere Absatzmöglichkeiten. Die Aussichten für Eigenverbrauch würden günstiger, wenn die Brikettwerke zu Hochdruckdampf und Stromabgabe nach außen übergehen würden. Dem stehen jedoch vorläufig Absatzschwierigkeiten der Überschußenergie entgegen; den Gruben

würde bei Kupplung mit den Großkraftwerken die wenig anziehende Aufgabe zufallen, die Spitzenlasten zu übernehmen.

Bei den Eisenhüttenwerken hat die Staubfeuerung eine doppelte Bedeutung: erstens als Ausgleichbrennstoff zur Verbesserung der Gaswirtschaft, s. S. 337/8; zweitens in Verbindung mit der Frage „Gasmaschine oder Dampfturbine“. H. Wolf¹⁾ weist nach, daß der reine Dampfbetrieb unter Verwendung von Hochofengas und Kohlenstaub heute dem reinen Gasbetrieb mit Gasmaschinen, Abhitzekeßeln und Dampfturbinen u. U. wirtschaftlich gleichwertig oder sogar überlegen sein kann. In der Tat hat man sich bei verschiedenen Neuanlagen für Dampfturbinen nicht nur in den elektrischen Zentralen, sondern auch im Gebläsebetrieb der Hochöfen entschieden. In der Technik ist es immer vom Übel, wenn zeitweise berechnete Forderungen zu dogmenartigen „Grundsätzen“ erhoben werden. Es sei nur an Schlagworte erinnert, wie die „Allgemeine Vergasung der Brennstoffe“ oder die „Reine Gaswirtschaft unter Ausschaltung grüner Kohle“ oder die „Krafterzeugung nur durch Gasmaschinen und ihre Abhitze“. Mit der Renaissance der Dampfkraft, gekennzeichnet durch Kohlenstaubfeuerung, Hochdruck und Regenerativverfahren der Speisewasservorwärmung, hat eine scheinbar rückläufige, in Wirklichkeit aber fortschrittliche Bewegung eingesetzt, die in ihren Folgen ebenso unübersehbar ist wie der nun schon jahrzehntelange Kampf zwischen Dampf- und elektrischer Lokomotive. Wie die Erfahrung lehrt, lassen sich mit neuzeitlichen Staubkesseln Kraftwerksspitzen, die von schweren elektrischen Walzwerksantrieben herrühren, spielend aufnehmen. Zugleich aber dürfte die Staubfeuerung in Verbindung mit höheren Drücken die Stellung der schweren Reversier-Dampfmaschine gegenüber Ilgnerantrieben festigen. Zwei der neuesten amerikanischen Blockwalzwerke haben Dampftrieb. In Verbindung mit staub- oder gasgefeuerten Hochdruckkesseln, Zweidruckverfahren (Verwendung der Flammrohrkessel als Dampfspeicher) und Vorspann- oder Anzugmaschine können dem „altmodischen“ Dampftrieb möglicherweise neue Aussichten erwachsen.

Von andern Industriezweigen, in denen die Staubfeuerung Fuß gefaßt hat, sind noch hervorzuheben der Erzbergbau, die Zellstoff- und Papierindustrie sowie die chemische und Zementindustrie.

r) Anwendung und Aussichten der Staubfeuerungen in öffentlichen Kraftwerken (Großkraftwerken).

Es gibt heute wohl kein Neubau- oder Erweiterungsprojekt, bei dem die Staubfeuerung nicht neben mechanischen Rosten ernstlich zu

¹⁾ Stahl und Eisen 1927, Nr. 48, S. 2031/2033.

erwägen wäre. Deutsche Beispiele wurden auf S. 339 erwähnt. Das neueste von ihnen, das Cuno-Kraftwerk, verdient wegen seiner einfachen, billigen und übersichtlichen Anordnung besondere Beachtung. Die schnelle Entwicklung, namentlich bei den Kesseln selber (Sonderkessel) bringt es jedoch mit sich, daß wohl keine Anlage nicht schon bald nach ihrer Fertigstellung baulich oder betrieblich in dem einen oder andern Punkt überholt wäre. Dies sollte bei Vergleichen mit Rostfeuerungen berücksichtigt werden. In den Vereinigten Staaten wird von den 20 neuesten Kraftwerken die Hälfte mit Staubfeuerungen betrieben oder z. Z. ausgerüstet.

Zusammenfassend kann die Staubfeuerung mechanischen Rosten durch einen oder mehrere der folgenden Punkte wirtschaftlich überlegen sein:

1. Verwendung billigerer Brennstoffe,
2. geringere Empfindlichkeit gegen Kohlenwechsel,
3. höhere Betriebswirkungsgrade,
4. höhere Bereitschaftsgrade,
5. bessere Eignung für Hochdruck und Regenerativverfahren,
6. Beherrschung größter Kesseleinheiten,
7. Verbilligung der Anlagekosten,
8. hohe Betriebssicherheit.

Diese im einzelnen bereits auf S. 395/425 näher ausgeführten Punkte bedürfen im Hinblick auf die Ausgestaltung der Großkraftwerke und die Tendenzen der Energiepolitik noch verschiedener Ergänzungen.

Zu 1. Die Verwendung billiger Feinkohlen ist, soweit sie infolge ihres hohen Heizwertes transportwürdig sind, nicht auf die Kohlengebiete oder ihre unmittelbare Nachbarschaft beschränkt. Das Großkraftwerk Klingenberg erhält z. B. schlesische Feinkohle auf dem Schienenweg. Braunkohlenstaub kommt nur in Betracht, wenn noch Punkt 4 (u. U. Zusatzfeuerungen) oder im Falle von Neuanlagen die Punkte 6 und 7 mitsprechen. Bei schwelwürdiger Braunkohle kann die Halbkoks- oder Schwelkoksstaubfeuerung wirtschaftlich werden¹⁾. Die leichte Entzündlichkeit des Schwelkoks scheint sich durch geeignete Beherrschung von Schweltemperatur und Gasgehalt, Inertisierung durch chemische Beimengung, Kühlung, geeignete Entaschung und Verdichtung befriedigend beheben zu lassen. Die Schwelfrage ist jedoch eng verknüpft mit den erzielbaren Gas- und Teerpreisen und dadurch mit der Entwicklung der Ferngasversorgung und der synthetischen Herstellung von Motortreibstoffen und Schmiermitteln. Sehr wichtig ist, daß Kraftwerk und Schwelerei baulich

¹⁾ Rosin: Braunkohle 1927, Nr. 18, S. 387f.

eine organische Einheit bildend, mit Rücksicht auf den Nebenerzeugnismarkt betrieblich möglichst elastisch miteinander verbunden werden. Bei Steinkohlen hat die Kupplungsfrage mit Halbkoksanlagen infolge der Ferngasversorgung von den Zechen- und Hüttenkokereien aus an Bedeutung verloren.

Zu 2. Die geringere Empfindlichkeit gegen Brennstoffwechsel bringt nicht nur bessere Ausnutzungsmöglichkeiten bei Preisverschiebungen auf dem Kohlenmarkt mit sich, sondern bietet auch bei der Frage, wo das Kraftwerk errichtet werden soll, größere Bewegungsfreiheit. Die Staubfeuerung kommt dabei einer Entwicklung zugute, die ihren Ausdruck in der Errichtung der Großkraftwerke nicht etwa auf den Kohlenfundstätten, sondern bei den Verbrauchern findet. Diese Erscheinung gilt natürlich nur für Steinkohle und ist bisher am stärksten in Amerika hervorgetreten. Die viel besprochenen Projekte großer Kraftwerke, die auf den Zechen Pennsylvaniens und West-Virginiens zu errichten und den industriellen östlichen Küstenstrich bis hinauf nach Neu-England zu versorgen hätten, sind nicht zur Ausführung gekommen. Statt dessen finden sich die neuesten und größten Werke in oder unmittelbar vor den Großstädten. Deutsche Beispiele sind das Kraftwerk Klingenberg bei Berlin, das bei Spandau zu erbauende Großwerk sowie das Großkraftwerk Mannheim. Dank der vor allem in Amerika durchgeführten Rationalisierung der Kohlenförderung auf der Eisenbahn¹⁾ und der Verringerung des Wärmeverbrauchs je kWh²⁾ sind nämlich seit 1913 die Kosten für die Energieübertragung in Form von Kohle verhältnismäßig stärker gesunken als bei Übertragung in Form von elektrischem Strom, wenn man von dem billigen Braunkohlenstrom absieht.

Zu 3. Die höheren Betriebswirkungsgrade werden vielfach zu sehr in den Vordergrund geschoben. Sie können jedoch bei teuren Kohlen, also in kohlenarmen Ländern oder Gegenden, entscheidend mit-sprechen.

Zu 4. Mit dem höheren Bereitschaftsgrad verringert sich die Anzahl der unter Druck zu haltenden Reservekessel, insbesondere gegenüber Rostfeuerungen mit trägen Brennstoffen (Rohbraunkohle, Kohlenschlämme). Der Staubkessel und vor allem der Sonderkessel ist zwar ein vorzügliches Spitzenaggregat. Trotzdem ist es bei Erweiterungen der Kesselbetriebe richtig, die Grundlast den neuen leistungsfähigen Kesseln und die Spitzen den alten abgeschriebenen, weniger wirtschaftlichen Einheiten zuzuweisen. Aus der guten Bereitschaft des Staubkessels kann trotz-

¹⁾ Geschlossene Kohlenzüge bis zu 100 Wagen von je 60—90 t Fassung.

²⁾ Der Wärmeverbrauch sank auf 22 amerikanischen Kraftwerken von 5800 kcal/kWh im Jahre 1913 auf 3800 im Jahre 1926.

dem noch Nutzen gezogen werden. Das gilt vor allem, wenn das ganze Kraftwerk nur für die Spitzen des Netzes dient und stunden- oder tagelang ganz stillliegt. In dem mit einem Wasserkraftwerk gekuppelten ausgesprochenen Spitzenkraftwerk Ch. Huntley bei Buffalo wurden Staub-Sonderkessel nach Abb. 203 gewählt, weil sie mit kurzen Aufheizzeiten so hohe Leistungen verbinden, wie sie mit Rostfeuerungen bei den sehr knappen Platzverhältnissen gar nicht zu erreichen gewesen wären.

Erfahrungsgemäß sinkt der Ausnutzungsfaktor infolge hinzukommender neuer, die Grundlast übernehmender Kraftwerke häufig schon nach 4—5 Jahren. In solchen Fällen kann der höhere Bereitschaftsgrad der Staubfeuerung besonders vorteilhaft sein. Vorausgesetzt ist dabei natürlich, daß gleichzeitig der Kapitaleinsatz nicht höher als bei Rostfeuerungen ist.

Zu 5—8. Der ständigen Leistungssteigerung der Dampfturbinen bis zu Einheiten von 50000 kW und darüber haben die Kessel lange Zeit auch nicht entfernt zu folgen vermocht. Zwischen Kesseln und Turbinen großer Kraftwerke besteht daher ein Mißverhältnis, das der Gesamtanlage den Stempel baulicher Unausgeglichenheit gibt. Durch die Staubfeuerung hat jedoch die Entwicklung großer und leistungsfähiger Kessel einen neuen Anstoß erhalten. Sonderkessel mit 170 t/h Dauerleistung sind bereits im Betrieb. Es ist zuzugeben, daß sich auch bei rostgefeuerten Kesseln durch Verlängerung und höhere Belastung der Rostflächen sowie durch Luftvorwärmer und Kühlflächen höhere Leistungen erzielen lassen. Dies gilt vor allem von den in Amerika verbreiteten Unterschubfeuerungen. Der organischen Verbindung von Brennraum und Heizflächen zu einer einfachen, billigen und gleichzeitig leistungsfähigen Einheit sind jedoch durch den Rost Beschränkungen auferlegt. Zudem läßt sich aus Lufterhitzern und Kühlflächen nicht der gleiche thermische Vorteil wie bei Staubfeuerungen ziehen. Die Rostfeuerung enthält ferner weit mehr als die Staubfeuerung bewegliche, Verschleiß und hoher Hitze ausgesetzte Teile, die selbst bei geringfügigen Versagern dazu zwingen können, den Kessel stillzulegen. Bei großen Einheiten wird dadurch nicht nur die Betriebsreserve leicht unzulässig vermindert, sondern es werden auch große Anlagewerte brachgelegt.

Damit soll nicht gesagt sein, daß die Rostfeuerung überhaupt keine Aussichten mehr hat. Sie findet, wie oben erwähnt, noch in der Hälfte der neuesten amerikanischen Anlagen Anwendung. Münzinger¹⁾ betont aber mit Recht, daß die Überlegenheit der Staubfeuerung in Amerika z. Z. geringer als bei uns ist, weil drüben höhere Rostbela-

¹⁾ Kesselanlagen für Großkraftwerke, Berlin 1928.

stungen üblich sind. Allerdings sind in dieser Richtung bei deutschen Wanderrosten neuerdings erfreuliche Fortschritte gemacht worden. Die dauernde Verdampfungsleistung je Kessel bleibt jedoch mit einer oberen Grenze von rd. 100 t/h weit hinter Staubfeuerungen zurück. Zudem ist in Amerika der Hauptwettbewerb der Staubfeuerung die Unterschubfeuerung; ob diese aber für deutsche Verhältnisse in Betracht kommt, erscheint vorläufig zweifelhaft. Immerhin ist beachtenswert, daß der Wettbewerb zwischen Staub- und Unterschubfeuerung u. U. auch bei großen Kesseln auf des Messers Schneide stehen und durch scheinbare Kleinigkeiten entschieden werden kann. Bei dem Delray-Kraftwerk bei Detroit entschied sich die Leitung schließlich deshalb für Unterschubfeuerungen, weil die Rostschlacke an Betonbaufirmen verkauft werden kann, während für Schlacke und Flugstaub der Staubfeuerung weder Verwertung noch ein Abladeplatz zu finden waren¹⁾.

Ein anderes Bedenken gegen die Staubfeuerung kann die Flugstaubbelastigung sein. Sie kann jedoch auch bei Rostkesseln mit Unterwind und Saugzug auftreten. Die Flugaschenabscheidung ist vielleicht z. Z. das schwächste Glied der Staubfeuerung, dürfte sich aber in absehbarer Zeit befriedigend lösen lassen.

Eine Kesselleistung von 150—200 t/h entspricht einer Schaltbrettleistung von 30000—40000 kW. Für ein Kraftwerk mit zwei Turbinen zu je 40000 kW genügten daher einschließlich Reserven drei Kessel zu je 170—200 t/h; für zwei Turbineneinheiten von je 100000 kW würden 5—6 derartige Kessel ausreichen. Damit sinkt aber nicht nur das in den Kesseln selber, sondern auch im Kesselhaus und seinem Zubehör angelegte Kapital. Münzinger²⁾ berechnet, daß sich die Baukosten für die gesamte Kesselanlage bei derartigen Sonderkesseln um 20 bis 25 vH und für das gesamte Kraftwerk um 6—9 vH verringern lassen. Kessel und Maschinenhaus rücken wieder in ein abgeglichenes Verhältnis und können längsweise nebeneinander angeordnet werden. Die Kohlen- und Aschenförderung sowie das Leitungsnetz werden einfacher, übersichtlicher und in Anschaffung wie im Betrieb billiger. Die verhältnismäßig schmalen und hohen Sonderkessel sind freistehend angeordnet und durch leichte Eisenbühnen gut zugänglich. Dadurch wird die Aufsicht sehr erleichtert und Personal gespart. Schwere, das Kesselhaus in mehrere Stockwerke unterteilende Decken lassen sich fast ganz vermeiden. Wenn außerdem noch im Falle von Einzelmöhlen die Staubbunker fortfallen, so wird das Kesselhaus ein helles, aus leichten und daher billigen Bauelementen bestehendes Gebäude (Abb. 247). Sämtliche Kessel lassen sich von einer die Kesselschalttafeln auf-

¹⁾ Power 67 (1928), Nr. 18, S. 788.

²⁾ A. a. O.

nehmenden Bühne überblicken. Erfolgt die Regelung noch automatisch, so ist der Kesselbetrieb zu einer von wenigen Menschen beherrschten Maschine geworden; Kessel- und Maschinenhaus werden wesensgleich. Das findet auf einem neuen amerikanischen Kraftwerk u. a. darin seinen Ausdruck, daß die bisher selbstverständliche Trennwand fortgelassen wurde.

Man könnte einwenden, daß bei Übergang zu Einheiten von 150 bis 200 t/h der Ausfall eines Kessels den Bereitschaftsgrad und die Leistungsfähigkeit des Kraftwerks zu stark treffen würde. Ähnliche Bedenken hörte man, als vor einigen Jahren fast sprunghaft von der 5- zu der 15- und 20-t/h-Kohlenstaubmühle übergegangen wurde, oder als die Turbinenleistungen zuerst 20000 und dann 50000 kW überschritten. Trotzdem sind die Leistungen je Welle weiter bis auf fast 100000 kW und damit auf das mehr als Zweifache der auf einen Kessel entfallenen Höchstleistung gestiegen. Die Sicherheit gegen Betriebsstörungen ist aber bei Dampfturbinen keinesfalls um ebensoviele höher als bei Großkesseln. Vielleicht sind diejenigen zu optimistisch, die voraussagen, daß die jährliche Nutzungsdauer großer Staubkessel das bei großen Turbineneinheiten übliche Maß erreichen wird. Sicher aber ist, daß sich die Ausfälle gegenüber Rostkesseln erheblich verringern lassen und in einer Reihe von Fällen neuerdings bereits vermindert worden sind (s. S. 423).

Hochdruck, Regenerativ-Speisewasserwärmung, Lufterhitzung und Staubfeuerung bilden — sich einander ergänzend — Marksteine, mit denen eine neue Ära der Dampfkraft begonnen hat. Eines ihrer wichtigsten Kennzeichen ist die billige, zuverlässige Großkesselanlage. Damit wird aber einem dringenden Gebot des deutschen Wirtschaftslebens entsprochen. Denn die Geldknappheit wird noch länger anhalten. An Neuanlagen ist aber nicht vorbei-zukommen, denn die Verhältnisse der Kriegs- und Nachkriegsjahre haben zu einer Überalterung der Kraftwerke geführt, die um so empfindlicher ist, als der Stromverbrauch in starker Zunahme begriffen ist und mit Rücksicht auf die zur Lebensfrage gewordene Rationalisierung von Industrie und Landwirtschaft weiter steigen muß.

II. Staubfeuerungen auf Lokomotiven.

a) Geschichtliches.

Die in ortsfesten Kohlenstaubfeuerungen als notwendig erkannten großen Verbrennungsräume lassen es auf den ersten Blick befremdlich erscheinen, die Staubfeuerung in die räumliche Beschränktheit eines hochbeanspruchten Lokomotivkessels einzwängen zu wollen. Trotzdem

konnte dieser Gedanke den Amerikanern nicht allzu fern liegen, nachdem die Ölfeuerung, vor allem im Südwesten des Landes, vielfache und erfolgreiche Verwendung auf Lokomotiven gefunden hatte. Ihre gute Ausnutzung und Anpassungsfähigkeit an die starken und fortwährend wechselnden Belastungen eines Lokomotivkessels ließen die Vorzüge der Ölfeuerung auch bei der in mancher Hinsicht ähnlichen Kohlenstaubfeuerung vermuten. Hierin bestärkten die günstigen Erfahrungen, die man seit etwa 1911 mit den selbsttätigen Rostbeschickungen machte, die sich schnell auf tausenden amerikanischer Lokomotiven einführten und die Verfeuerung billiger, staubhaltiger Kohlenarten ermöglichten. Die Förderung und Speisung des Brennstoffes vom Tender zur Feuerkiste hatte sich bei diesen Feuerungen in kurzer Zeit derartig vervollkommnet, daß man die Bedenken der Kohlenstaubförderung schnell überwand.

Wenn die selbsttätigen Rostbeschickungen auch nicht Staubfeuerungen im engeren Sinne sind, so müssen sie doch als Vorläufer der Kohlenstaubfeuerung mit in den Bereich dieser Betrachtung gezogen werden, zumal da auch bei ihnen ein Teil der feinen Kohle bereits in schwebendem Zustande wie bei einer Staubfeuerung verbrannt wird.

Gegen die schnelle Verbreitung der heute zu beachtlicher Vollkommenheit entwickelten selbsttätigen Rostbeschickungen konnte die reine Kohlenstaubfeuerung nicht ankommen. Versuche, die in den Jahren von 1914 bis 1917 auf Lokomotiven der New York Central, der Chicago Northwestern, der Atchison Topeka & Santa Fé, der Delaware & Hudson, der Missouri Kansas & Texas und der Lehigh Valley Eisenbahn gemacht wurden, konnten während des Krieges wegen der von der staatlichen Eisenbahnbehörde verlangten Freizügigkeit der Lokomotiven nicht weiter verfolgt werden. Gleichzeitig aber wurde die selbsttätige Rostbeschickung teils aus Gründen der Heizerersparnis (bei großen Lokomotiven waren häufig zwei Heizer nötig), teils mit Rücksicht auf die während des Krieges besonders erwünschte Möglichkeit, feinstückige Kohlen zu verarbeiten, in größtem Ausmaß eingeführt. Die Folge war, daß das Interesse für die reine Kohlenstaubfeuerung auf Lokomotiven schnell erloschte; die vor dem Kriege begonnenen Versuche wurden nicht wieder aufgenommen.

Außerhalb Nordamerikas wurden in Brasilien, Holland, Italien, Japan und England an einzelnen Lokomotiven Versuche mit reinen Staubfeuerungen amerikanischen Ursprungs gemacht, die vor allem darauf abzielten, heimische, minderwertige Brennstoffe zu verarbeiten. Zu einer dauernden Verwendung dieser Anlagen ist es jedoch in allen diesen Fällen nicht gekommen. Der unbestreitbaren Kohlenersparnis standen die hohen Aufbereitungskosten und die im Feuerungsteile auftretenden Schwierigkeiten im Wege.

Unabhängig von den Amerikanern stellte man in Schweden während des Krieges verschiedene Lokomotiven auf Torfstaubfeuerung um. Die Versuche führten zur vorübergehenden Verwendung dieses Verfahrens auf etwa 17 Lokomotiven.

In Deutschland wurde die Frage der Staubfeuerung nach dem Kriege auf Anregung des Verfassers¹⁾ vom Deutschen Braunkohlen-Industrie-Verein in Halle aufgegriffen. Dank der Bemühungen des letzteren schlossen sich 1923 mehrere Lokomotivfabriken zu einer Studiengesellschaft mit dem Sitz in Kassel zusammen. Unabhängig davon ging 1924 die A. E. G. vor²⁾. Beide Unternehmen rüsteten Reichsbahn-Lokomotiven aus, die zur Zeit auf die praktische Bewährung der Staubfeuerung eingehend erprobt werden.

b) Ausführungen.

1. Gemischte Rost- und Staubfeuerung³⁾. Die oben erwähnten selbsttätigen Rostbeschickungen können in allen Lokomotiven und Tendern ohne große Mühe eingebaut werden. Die Verwendung feuerfester Steine beschränkt sich auf den bei allen neueren handgefeuerten Lokomotiven üblichen sogenannten Feuer- oder Rauchschild. Zur Verarbeitung kommt neben stückiger Kohle vorzugsweise Feinkohle, die zu einem verhältnismäßig niedrigen Preise zur Verfügung steht. Die Beschickung des Tenders geschieht in der üblichen Weise. Unter den auf tausenden amerikanischer Lokomotiven eingebauten Apparaten zeigt Abb. 259 einen der verbreitetsten. Der je nach der Kohlenart mit Platten 1 mehr oder weniger abdeckbare Schneckenrost 2 trägt am vorderen Ende drei Brecherbacken 3 zur Zerkleinerung größerer Kohlenstücke. Die Schnecke 4 ist mit Rücksicht auf die Bewegung zwischen Tender und Lokomotive dreiteilig ausgebildet und wird von einer unter dem Heizerstand angebrachten kleinen zweizylindrigen regelbaren Dampfmaschine 5 angetrieben. Ihr Abdampf geht gemeinsam mit demjenigen der Kesselspeise- und Luftdruckpumpe in den Speisewasservorwärmer. Die von der Schnecke vorgeschraubte Kohle steigt in dem in die Feuerkiste eingebauten Krümmer 6 allmählich aufwärts und wird in dem Augenblick, in dem sie den oberen Rand des Krümmers erreicht hat, von einer größeren Anzahl Dampfstrahlen, die dem Düsenkörper 7 entströmen, erfaßt und über die Rostfläche verteilt. Der Krümmer ist von einem mit senkrechten Schlitzen versehenen Rost 8 umgeben, durch den von unten einströmende Luft in gleichmäßigen wagerechten Strömen in die Feuerkiste eingesaugt wird. Ein Teil der Luft tritt in

¹⁾ Bleibtreu: Erste Auflage dieser Arbeit (1922), S. 158/9.

²⁾ Kleinow: Glasers Ann. 102 (1928), Nr. 1216/7.

³⁾ Bleibtreu: Arch. Wärmewirtsch. 9 (1928), Nr. 5, S. 139/41.

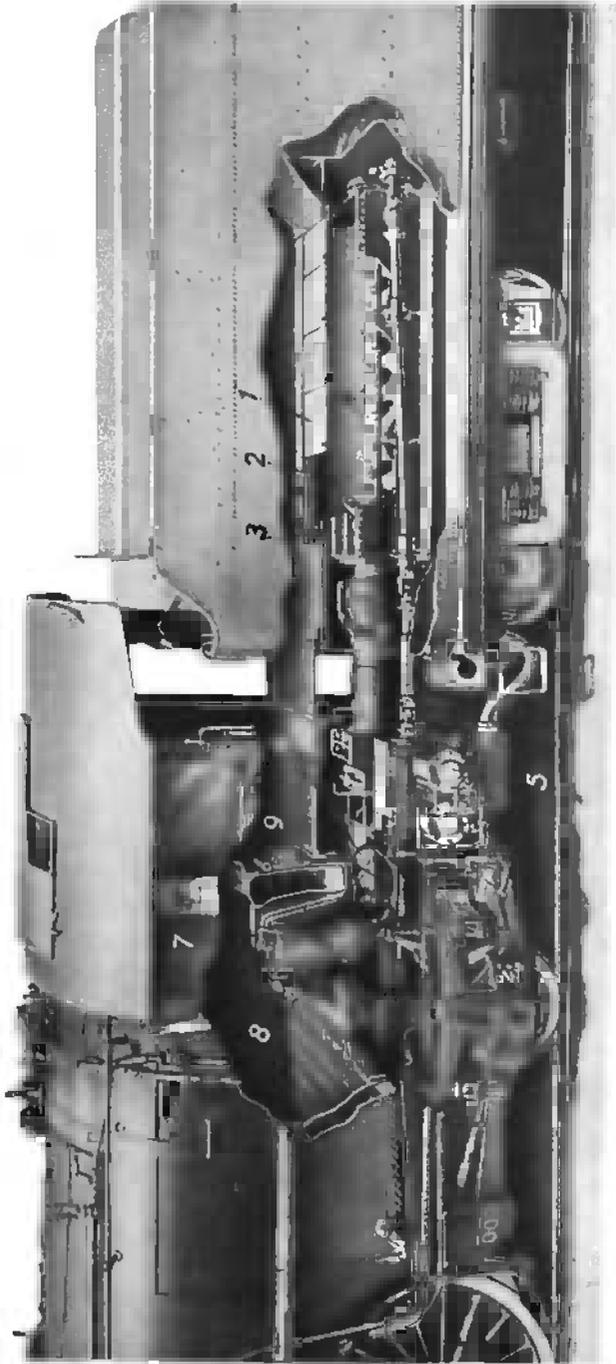


Abb. 259. Gesamtansicht der Förderung und Feuerung der Du-Pont-Simplex-Feuerung der Standard Steamer Co (Wilmington, Del.).

die den Rost 8 umgebende Schüttung ein und kommt daher der Rostfeuerung zugute; die über der Schüttung eintretende Luft wirkt als Träger der wagrecht fliegenden kleinen Kohlenkörner und trägt durch Vermischung mit diesen zu ihrer Verbrennung bei; dieser Teil der Luft kommt daher der Staubfeuerung zugute. Die feineren Kohlenteile verbrennen in fast genau der gleichen Weise wie bei der reinen Kohlenstaubfeuerung. Als Zündfläche dient die glühende Brennstoffschicht auf dem Rost, während die über der Schüttung durch Rost 8 angesaugten Luftströme die Aufgabe der Sekundärluft eines Kohlenstaubbrenners erfüllen. Die durch die normale Rostfläche senkrecht zur Kohlenstaubflamme aufsteigende, von der Rostfeuerung noch nicht verbrauchte Luft spielt etwa dieselbe Rolle wie bei ortsfesten Kesselfeuerungen die durch die vordere Wand der Verbrennungskammer senkrecht zur Flammenrichtung eingeführte Sekundärluft. Die feinsten Teilchen bleiben in der Schwebelage, während die Verbrennung der größeren gleichzeitig mit den Stücken auf dem Roste beendet wird. Die Regelung des Dampfes erfolgt durch eine Anzahl von Handventilen 9, die sich auf dem Heizerstand befinden. Durch die Verbrennung der feinen Partikel wird unmittelbar über der Rostschicht eine heiße Zone erzeugt; durch diese müssen die auf dem Rost erzeugten Schwelgase hindurchtreten; sie werden infolgedessen verhältnismäßig schnell verbrannt.

2. Reine Staubfeuerungen. Der Kohlenstaub wird aus ortsfesten Behältern oder Staub-Sonderwagen in den auf dem Tender befindlichen Behälter eingefüllt.

Abb. 260 zeigt eine Anordnung, wie sie auf amerikanischen Lokomotiven verschiedentlich eingebaut worden ist. Der Kohlenstaub wird an der Endstation durch die Klappen 1 in den luftdichten Behälter 2 eingeführt und gelangt mit Hilfe von drei Förderschnecken 3 zu drei Mischkammern 4. Die Schnecken werden von der Dampfturbine 5 über das Vorgelege 6 und die Querwelle 7 angetrieben. Der von der Dampfturbine 8 angetriebene Ventilator 9 bläst die Primärluft mit 90 mm W.S. durch die Leitungen 10 zu den Mischkammern 4. In diesen befindet sich zwecks guter Durchmischung je ein Flügelrad; der von der Primärluft ergriffene Staub gelangt durch drei Schläuche 11 in den Brenner 12. Die Feuerkiste ist ähnlich wie bei Ölfeuerungen in ihrem unteren Teil mit feuerfesten Steinen und einem Zündgewölbe 13 ausgerüstet. Sekundärluft tritt durch die Öffnungen 14 ein. 15 ist der in Amerika bei allen größeren Lokomotiven übliche, von Wasserrohren getragene Feuerschirm. Soll der kalte Kessel angeheizt werden, so werden die Turbinen 8 und 5 an die Dampfleitung des Lokomotivschuppens angeschlossen. Sobald der Ventilator einen hinreichenden Primärluftstrom erzeugt, werden durch Einrücken der Kupplungen 17 die Förderschnecken in Tätigkeit gesetzt. Das am Brenner austretende Kohlenstaub-Luft-

gemischt wird mit einem ölgetränkten Bündel Putzwolle zur Entzündung gebracht. Nach Erreichung eines gewissen Dampfdruckes im Kessel werden die Turbinen 5 und 8 auf diesen umgeschaltet. Ventilator 9

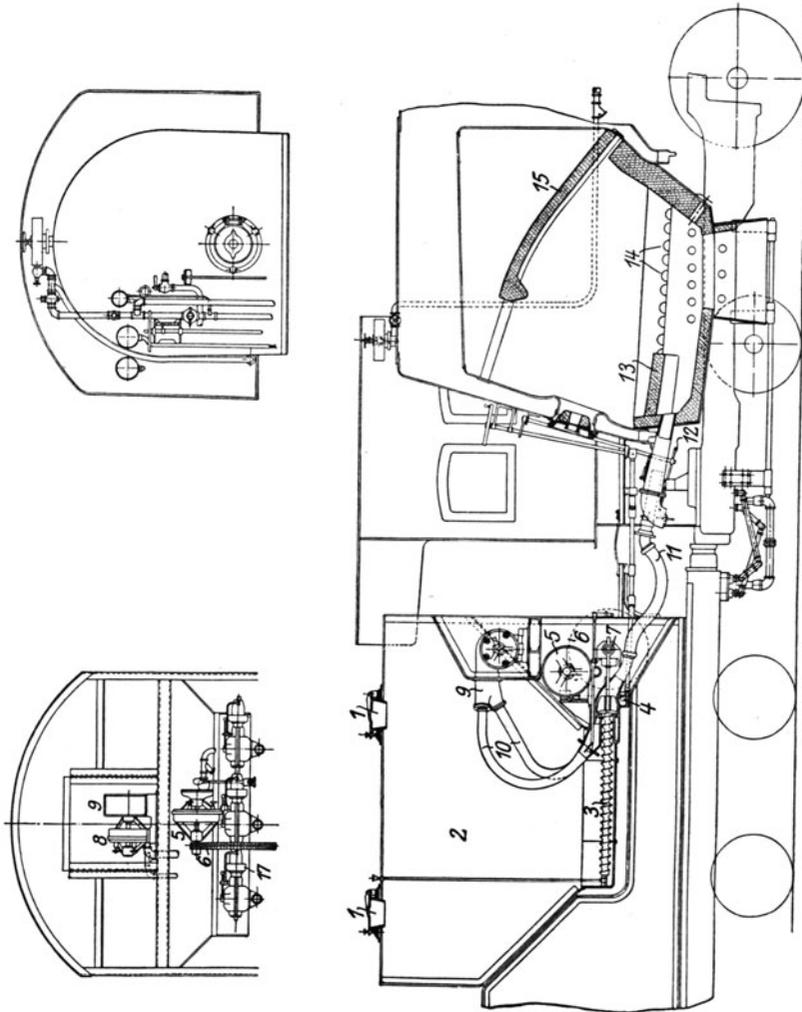


Abb. 260. Lopalco-Staubfeuerung aus dem Jahre 1916.

läuft mit konstanter Tourenzahl, während die Umdrehungen der Förder-schnecken je nach Brennstoffbedarf veränderlich sein müssen.

Abb. 261 zeigt einen schematisch dargestellten Entwurf mit zwei seitlich angeordneten Sätzen von Brennerdüsen. Die Sekundärluft wird teils über und teils unter den Düsen, teils im vordersten Teil der Feuerkiste zugesetzt. Die Bauweise erstrebt hohe Brennraumbelastungen durch 1. stufenweise angeordnete Flammenzonen (s. S. 55),

2. schnellen Verbrennungsanlauf mittels einer kleinen heißen Zündkammer (s. S. 53), 3. hohe Turbulenz infolge Aufeinanderstoßens der Flammen und guter Mischung des Staubes mit Sekundärluft, 4. Vorwärmung der Sekundärluft. Gleichzeitig mit der Erhöhung der Brennraumbelastung kann das ff. Mauerwerk eingeschränkt werden; der vordere Teil des Gewölbes kann daher je nach der Kohlenart mehr

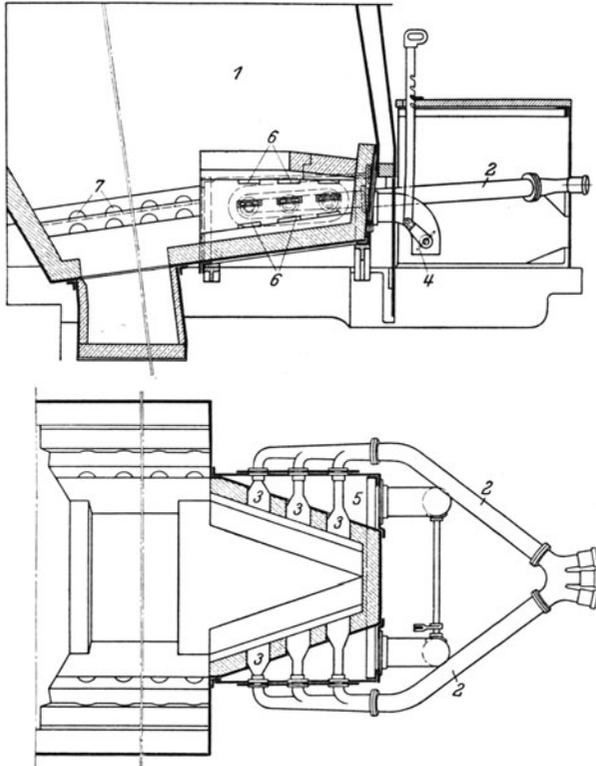


Abb. 261. Schema der Feuerung der Baldwin Locomotive Works in Philadelphia nach Angabe von Bleibtreu aus dem Jahre 1919.

1 Feuerbuchse, 2 Staubzufuhr, 3 Brennerdüsen, 4 Sekundärlufteinlaß, 5 Luftvorwärmung und Düsenkühlung, 6 Sekundärluftdüsen, 7 Sekundärluftdüsen.

oder weniger fortgelassen werden. An seine Stelle könnten wassergekühlte Rohre treten, die mit den Seiten der Feuerkiste in Verbindung stehen, und wie die Kühlflächen ortsfester Dampfkessel an der Verdampfung teilnehmen.

Abb. 262 zeigt einen Entwurf, der insofern eine Verbesserung darstellt, als man zum Antrieb der Förderschnecken vom Turbinen- zum Dampfmaschinenbetrieb übergegangen ist¹⁾. Dampfmaschinen haben

¹⁾ Great Central Railway of England.

nicht nur einen weiteren Tourenreglungsbereich, sondern springen auch bei niedrigeren Dampfdrücken an als Turbinen. Dies kann dann von Vorteil sein, wenn beim Anheizen im Schuppen nur Dampf von niedrigem

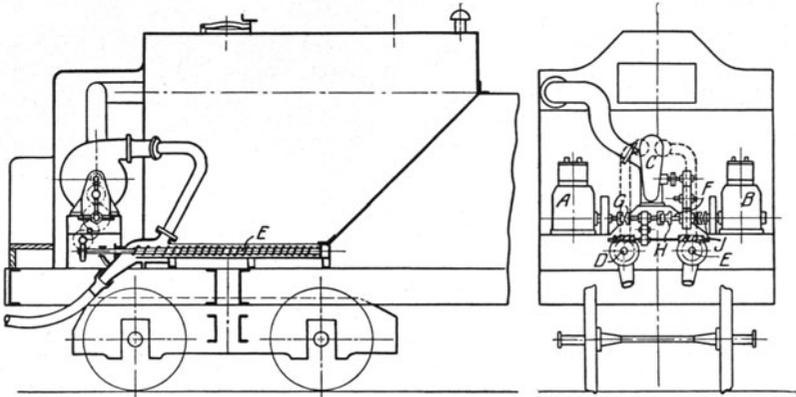


Abb. 262. Tendrausrüstung der Great Central Railway of England nach Angabe von Robertson.

Druck zur Verfügung steht. Von zwei gleichen Zweizylinderdampfmaschinen *A* und *B* treibt *B* den Ventilator *C* an, während *A* die Förderschnecken *D* und *E* in Umdrehung versetzt. Die Welle *F* ist durch drei Kupplungen *G*, *H*, *J* unterteilt, die bezwecken, daß eine der beiden

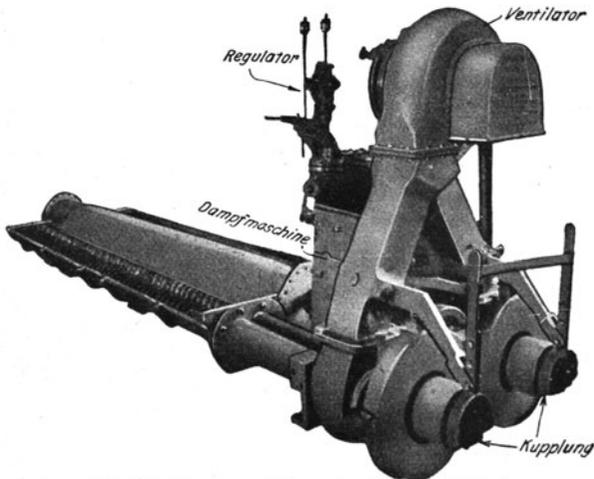


Abb. 263. Tendrausrüstung der Fuller Lehigh Co.

Dampfmaschinen Ventilator und Förderschnecken gleichzeitig antreiben kann, wenn die andere betriebsunfähig wird. Man erhält durch diese Anordnung also erhöhte Betriebssicherheit

Bei Abb. 263 dient als Antrieb der Förderschnecken wiederum eine Zweizylinderdampfmaschine, während für den Ventilator eine Dampf-

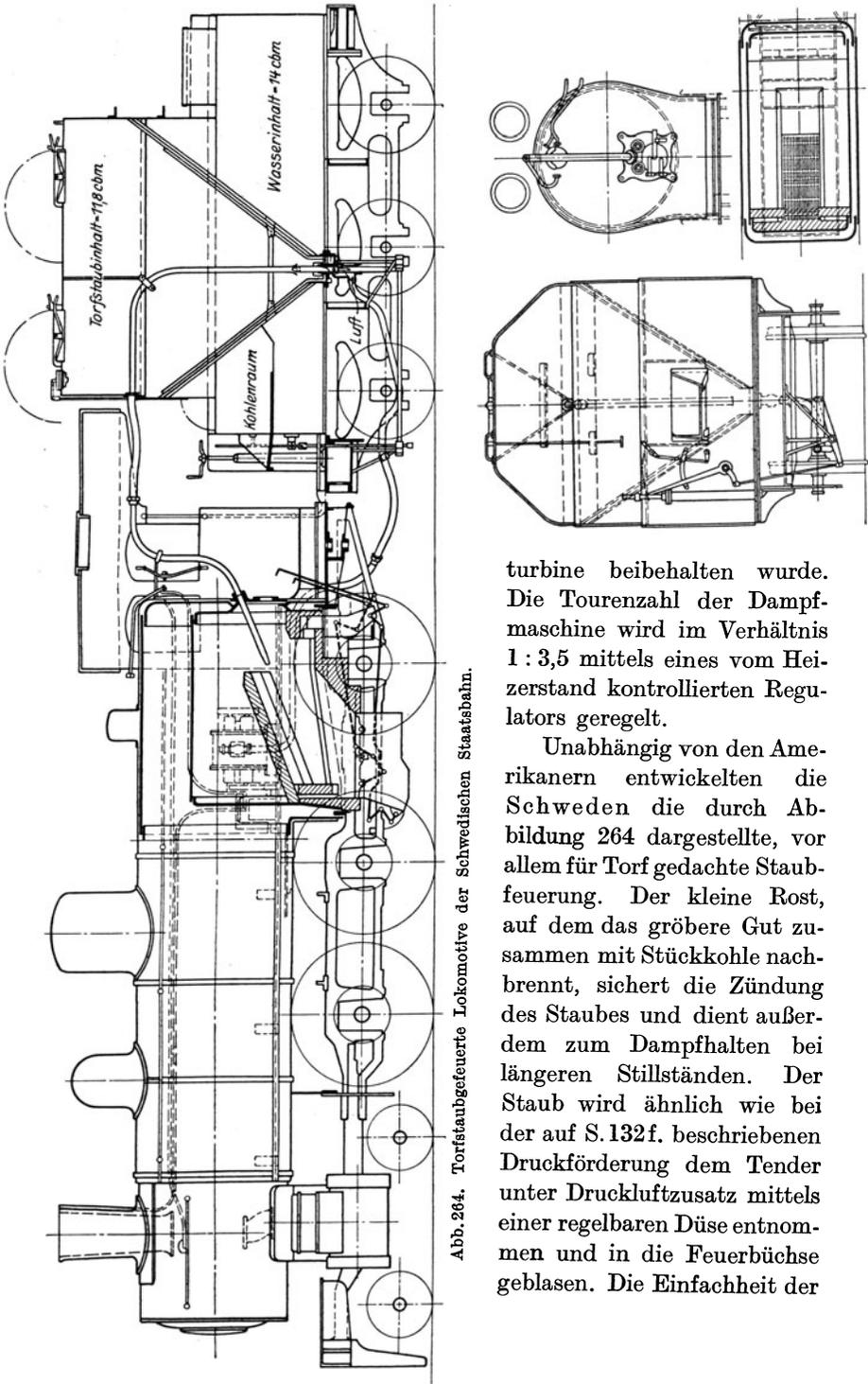


Abb. 264. Torfstaubgefeuerte Lokomotive der Schwedischen Staatsbahn.

turbine beibehalten wurde. Die Tourenzahl der Dampfmaschine wird im Verhältnis 1 : 3,5 mittels eines vom Heizerstand kontrollierten Regulators geregelt.

Unabhängig von den Amerikanern entwickelten die Schweden die durch Abbildung 264 dargestellte, vor allem für Torf gedachte Staubeuerung. Der kleine Rost, auf dem das gröbere Gut zusammen mit Stückkohle nachbrennt, sichert die Zündung des Staubes und dient außerdem zum Dampfhalten bei längeren Stillständen. Der Staub wird ähnlich wie bei der auf S. 132f. beschriebenen Druckförderung dem Tender unter Druckluftzusatz mittels einer regelbaren Düse entnommen und in die Feuerbüchse geblasen. Die Einfachheit der

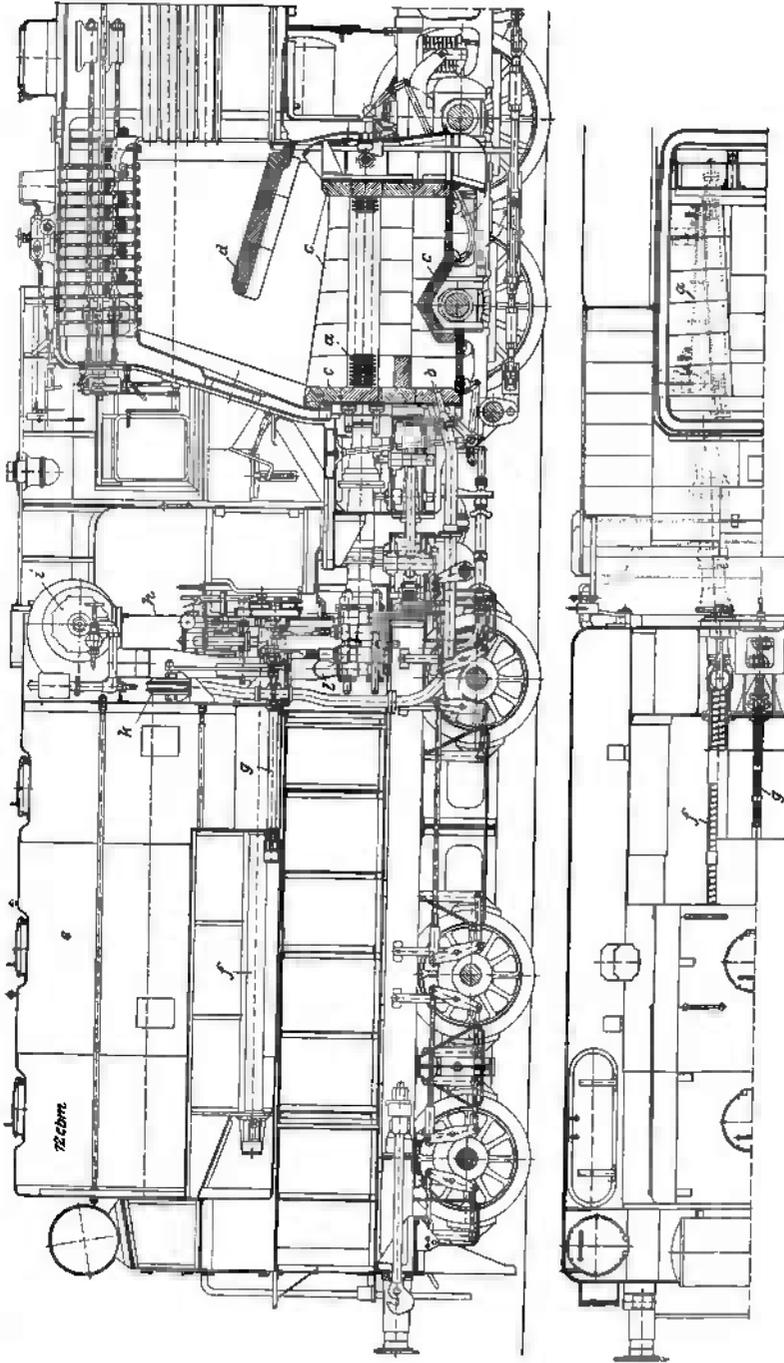


Abb. 265. Kohlenstaubfeuerung der A. L. G.

a Seitenbrenner, b Hilfsbrenner, c ff. Mauerwerk, d Feuerwerk, e Staubzylinder, f Hauptbrenner, g Hilfsbrenner, h Hauptschnecke, i Schnecke für Geruch, k Turbogebälde, l Hilfsgebälde, m Pumpe für Brennrohrwasser, n Förderleitung für Geruch.

Förderung sticht gegenüber der amerikanischen Schneckenförderung mit ihren umständlichen Antrieben in die Augen. Die allen Förder-schnecken mehr oder weniger eignen Nachteile („Schließen“ des Staubes, Abhängigkeit der Fördermenge vom Druck im Brennraum und der über der Schnecke lagernden Staubschüttung, Brückenbildung bei nicht genügend trockenem Staub) machen sich auch bei

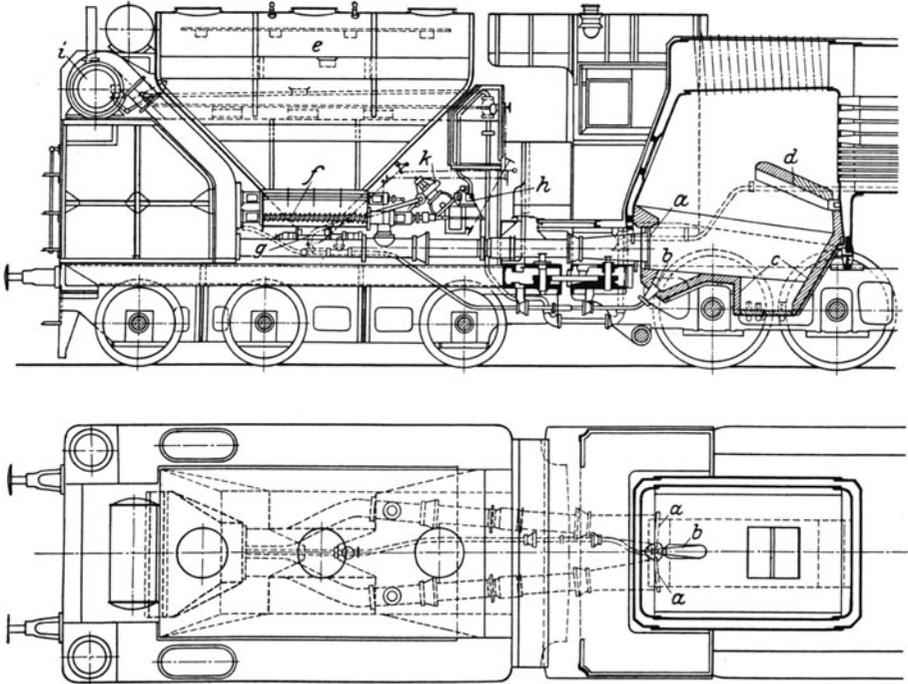


Abb. 266. Kohlenstaubfeuerung der Studiengesellschaft (Kassel).

a Brausenbrenner, *b* Hilfsbrenner, *c* ff. Mauerwerk, *d* Feuerschirm, *e* Staubbunker, *f* Hauptschnecken, *g* Hilfsschnecke, *h* schnelllaufender Dampfmotor für Schnecken, *i* Turbogebälde, *k* Hilfsgebälde, *l* Förderleitung für Gemisch.

Lokomotivstaubfeuerungen geltend, und zwar in besonders unangenehmer Weise, weil die Schnecken schwer zugänglich sind.

Um die Staubentnahme zwangsläufiger zu gestalten, wäre u. U. daran zu denken, Schüttelspeiser nach Abb. 124 zu verwenden; sie wären mittels der für die Bremsen ohnehin erforderlichen Druckluft anzutreiben; während der eigentliche Speiser in der Behälterspitze sitzt, können die antreibenden, den Preßluftwerkzeugen entlehnten Zylinder außen über dem Behälter angebracht sein und durch eine von einem Rohre umgebene Spindel mit dem Schüttelspeiser verbunden werden. Dieser kann durch das Rohr bequem entfernt und gereinigt werden. Ordnet man einen ganzen Satz derartiger kleiner Speiser an, so erhält der Staubbehälter ebensoviele Trichter; die Raumausnutzung, die bei Schnecken sehr ungünstig ist und zu häufigem Füllen zwingt, wird dadurch bedeutend besser.

Ferner ist die Zugänglichkeit besser. Hierdurch und durch die Unterteilung in einen Satz von Speisern an Stelle von zwei oder höchstens drei Schnecken stiege auch die Betriebssicherheit. Die Unterteilung kommt ferner der Regelbarkeit zugute und gestattet im Gegensatz zu Schnecken die Förderung kleiner Mengen bei längeren Stillständen. Schließlich würde durch die Schüttelbewegung der bei Schnecken nicht seltenen Brückenbildung vorgebeugt.

Die von der A. E. G.¹⁾ in Berlin und von der Studiengesellschaft²⁾ in Kassel entwickelten Staubfeuerungen lehnen sich im wesentlichen an amerikanische Vorbilder an. Die A. E. G. verwendet ähnlich wie bei der Anordnung der Baldwin Locomotive Works, Abb. 261, beiderseitig angeordnete Brennerdüsen, die jedoch nicht durch Verbrennungsluft, sondern durch Speisewasser gekühlt werden, Abb. 265. Die Studiengesellschaft sieht ähnlich wie in Abb. 260 zwei von hinten einmündende Brenner vor, Abb. 266. Diese sind ähnlich wie bei dem Fuller-Brenner, Abb. 129, mit einem brausenartigen Mund ausgerüstet. Während die A. E. G. Sekundärluft von vorne unter dem Feuerschirm hinzutreten läßt, setzt die Studiengesellschaft den größten Teil der Verbrennungsluft durch den Brenner zu. Bei Braunkohle dürften sich die feuerfesten Einbauten gegenüber Abb. 265/6 erheblich einschränken lassen. Da der Regelbereich der Schnecken nach unten begrenzt ist, wurde in beiden Fällen gegenüber den amerikanischen Anordnungen noch eine Hilfsschnecke mit Hilfsbrenner vorgesehen, um die Lokomotive bei längeren Stillständen betriebsbereit zu halten.

c) Versuchsergebnisse.

1. Versuche der Delaware & Hudson Railroad³⁾. Zur Verwendung kamen verschiedene Mischungen von Anthrazitabfall (siehe S. 8) mit gasreicher Steinkohle. Die besten Ergebnisse traten bei einer Mischung beider Kohlenarten im Verhältnis 60 : 40 ein. Die Zusammensetzung war alsdann folgende:

Feuchtigkeit	rd. 0,5—0,7 vH
flüchtige Bestandteile	„ 18—20 „
fixer Kohlenstoff	„ 69—64 „
Asche	„ 13—10 „
Schwefel	„ 1,5 „
Heizwert	„ 7600—7700 WE/kg
Mahlfeinheit	„ 15—25 vH Rückstand auf 6200 Maschensieb.

Die Versuchslokomotive besaß die bei amerikanischen Anthrazitfeuerungen übliche breite Feuerkiste von 5,1 m² Rostfläche und wurde mit

¹⁾ Kleinow: Glasers Ann. 102 (1928), Nr. 1216/7.

²⁾ Hinz: Glasers Ann. 102 (1928), Nr. 1216/7.

³⁾ Harvey: Pulverized Coal Systems in America, S. 44. London 1919. — Pulv. Fuel, Comm. of Conservation Ottawa, S. 52. Can. 1920.

der Feuerung nach Abb. 260 ausgerüstet. Der zur Verfügung stehende Verbrennungsraum war daher größer, als es in der Regel bei Lokomotiven der Fall ist. Es zeigte sich, daß bei reinem Anthrazitabfall ohne Beimengung von gasreicher Kohle ein einwandfreier Betrieb nicht aufrechterhalten war, weil bei starkem Exhaust, also namentlich bei spinnenden Rädern während des Anfahrens, die Flamme ausgeblasen wurde und nur schwer wieder zu entzünden war. Bei der obigen Mischung trat dieser Übelstand nicht mehr auf. Damit ist erwiesen, daß ein Brennstoff wie Halbkoks mit rd. 15 vH flüchtigen Bestandteilen auf Lokomotiven ohne Zusatz gasreicher Kohle verfeuert werden kann.

Die Verdampfungsleistung hielt sich bei der obigen Mischung auf der bei Rostfeuerungen erreichbaren Höhe. Der Kohlenstaubdurchsatz betrug 215 bis 355 kg/m²·h äquivalente Rostfläche. Der zweite Wert entspricht etwa den bei Anthrazitbetrieb auftretenden höchsten Rostbelastungen. Die Verbrennung der Staubflamme war gut; der Kohlen säuregehalt lag zwischen 11 und 14 vH.

Bei Zusatz von Braunkohle und Torf zu gasarmer Steinkohle war die Verbrennung am günstigsten, wenn das Gemisch etwa 38 vH flüchtige Bestandteile enthielt.

Die Versuche zeigten, daß sich mit der Kohlenstaubfeuerung keine Ergebnisse erzielen lassen, die mit selbsttätigen Rostfeuerungen nach Art der in Abb. 259 dargestellten nicht auch erreichbar wären.

2. Versuche der Chicago & North Western Railway¹⁾. Zu einem vergleichenden Versuche zwischen handbeschickter Rostfeuerung und Kohlenstaubfeuerung wurden zwei gleiche Schnellzuglokomotiven vom 2-B-1-Typ mit weiten Feuerkisten und 4,3 m² Rostfläche herangezogen. Die mit Rostfeuerung versehene Lokomotive war zu Beginn der Versuche in etwas besserem Zustande als die mit Kohlenstaubfeuerung ausgerüstete. Verschiedene Kohlenarten wurden versucht, nämlich gasreiche Steinkohlen aus Illinois und Kentucky und lignitische Kohle aus North Dakota.

Versuch mit gasreicher Steinkohle aus Illinois. Zur Verwendung kam ungewaschener Grieß; die Zusammensetzung der gemahlene Kohle lautet:

Feuchtigkeit	3,18—15,36 vH
flüchtige Bestandteile	rd. 34 „
fixer Kohlenstoff	„ 47 „
Asche	„ 10 „
Schwefel	„ 1,7 „
Heizwert (oberer)	5960—6900 WE/kg
Mahlfeinheit	20—30 vH Rückstand auf 6200 Maschensieb.

¹⁾ Angaben der Betriebsdirektion; s. ferner Herington: Powdered Coal as a Fuel, S. 173f. New York 1920.

Der Gehalt der Kohle an Eisenpyriten führte zur Bildung von „Schwalbennestern“ vor den Heizrohren. Auch der zeitweise geringe Feinheitsgrad des Staubes scheint zu diesem Übelstand beigetragen zu haben. Nach einer Fahrt von 120 bis 130 km sank der Dampfdruck und nach 160 km trat sogar Dampfangel ein. Der Versuch war daher erfolglos.

Versuch mit gasreicher Steinkohle aus Kentucky. Zur Verwendung kam ungewaschener Grieß; die Zusammensetzung der gemahlten Kohle lautet:

Feuchtigkeit	1,9—2,8 vH
flüchtige Bestandteile.	36 „
fixer Kohlenstoff	54 „
Asche	8 „
Schwefel	0,79 „
Heizwert (oberer)	7680 WE/kg
Mahlfeinheit	17 vH Rückstand auf 6200 Maschensieb.

Die Versuche mit dieser hochwertigen Kohle konnten ohne nennenswerte Schwierigkeiten durchgeführt werden. „Schwalbennester“ traten nicht auf. Die im Aschekasten angetroffene Schlacke war so gering, daß die Lokomotive erst nach der Rückkehr zum Ausgangspunkt, d. h. nach etwa 275 km über die Schlackengrube gefahren zu werden brauchte. Die wesentlichsten Ergebnisse des vergleichenden Versuches sind auf Zahlentafel 43 zusammengestellt¹⁾.

Die niedrige mittlere Rostanstrengung zeigt, daß die Lokomotiven leicht belastet waren. Einen Rückschluß auf die Überlastungsfähigkeit bei Staubbetrieb lassen die obigen Daten daher nicht zu. Bemerkenswert scheint die höhere Verdampfungsziffer der kohlenstaubgefeuerten Lokomotive. Am augenfälligsten ist die Kohlenersparnis in den Stillstandzeiten.

Von der kohlenstaubgefeuerten Lokomotive wird berichtet, daß sie 20 Minuten vor der Station liegen konnte, ohne Kohlenstaub zu verbrennen, und daß dieser erst 5 Minuten vor Abgang des Zuges angestellt wurde.

Die Anheizzeiten der staubgefeuerten Lokomotive betragen etwa 1 Stunde bei 100° und rd. 2 Stunden bei 20° Speisewassertemperatur.

Über die Verbrennung auf der kohlenstaubgefeuerten Lokomotive geben die folgenden, von Mühlfeld²⁾ stammenden Daten Auskunft. Um einen Anhalt für den Anstrengungsgrad oder die Belastung des Kessels zu geben, wurde die äquivalente Rostanstrengung beigefügt; ferner ist aus der Rauchgasanalyse der Luftüberschuß berechnet worden.

¹⁾ Pulverized Fuel, Commission of Conservation, S. 50/51. Ottawa, Can. 1919.

²⁾ Herington: Powdered Coal as a Fuel, S. 173 und 175. New York 1920.

Zahlentafel 43. Vergleichender Versuch auf Lokomotive D 127 mit handbeschickter Rostfeuerung und D 128 mit „Lopulco“-Kohlenstaubfeuerung auf der Strecke Chicago, Ill. — Milwaukee, Wis. und zurück.

	Handfeuerung	Kohlenstaubfeuerung
1. Reibungsgewicht der Lokomotive t	rd. 44	rd. 44
2. Kesseldruck atü	13	13
3. Rostfläche m ²	4,3	4,3
4. Lokomotive in Dienst h	4,09	4,03
5. „ „ „ Fahrt. h	3,97	3,87
6. Außentemperatur °C	11	6,6
7. Chicago—Milwaukee—Chicago km	rd. 275	rd. 275
8. Mittlere Stundengeschwindigkeit . . . km/Std.	69,3	71,3
9. Kohlenverbrauch auf der Strecke t	3,43	3,46
10. Heizwert der Kohle (oberer) WE/kg	8060	7680
11. Stündlicher Kohlenverbrauch t/h	0,864	0,895
12. Wasserverbrauch m ³	27,82	31,72
13. Rohe Verdampfungsziffer	8,1	9,15
14. Reduzierte Verdampfungsziffer ¹⁾	8,6	9,3
15. Hinter dem Tender gemessene mittlere Zugkraft kg	1146	1230
16. Mittlere Leistung, hinter dem Tender gemessen PS	294	322
17. Kohle zum Anheizen, Rangieren und während Warteperioden vor und nach der Fahrt. t	2,52	1,42
18. Desgleichen vH	100	56,4
19. Gesamter Kohlenverbrauch t	5,95	4,88
20. Desgleichen vH	100	82
21. Mittlere Rostanstrengung kg/m ² ·h	195	—
22. Wirkungsgrad vH	68,4	77,6

Die der Feuerkiste zugeführten Kohlenstaubmengen entsprechen Rostanstrengungen zwischen 300 und 400 kg je Quadratmeter und Stunde; diese treten bei amerikanischer gasreicher Steinkohle und Rostfeuerung bei leichter bis mittelschwerer Vollast ein, ohne daß ein so niedriger Luftüberschuß oder ein so hoher Kohlensäuregehalt wie oben erzielt werden dürfte. Die Werte der Zahlentafel 44 lassen erkennen, daß auch bei Vollast sehr günstige Verbrennungsverhältnisse in der Kohlenstaubfeuerung obwalten. Wahrscheinlich könnte der Kessel bei

Zahlentafel 44.

Kohlenstaub in kg pro Std. (Dauerlast)	Äquivalente ¹⁾ Rostanstrengung kg/m ² ·h	CO ₂ vH	CO vH	O ₂ vH	Luftüberschuß
1394	306	14,5	0,0	4,5	1,26
1590	348	15,2	0,0	2,8	1,15
1787	392	15,2	0,0	4,0	1,23
1818	399	16,4	0,4	2,6	1,13

¹⁾ Bezogen auf Wasser von 0° und Dampf von 100° C = 639,7 WE/kg.

leidlich vollkommener Verbrennung erheblich weiter forciert werden, wenn nicht das Mauerwerk der Verbrennungskammer unter den hohen Temperaturen zu sehr leiden würde. In der Regel wird man bei Dauerbetrieb nicht über einen Kohlensäuregehalt von 15 bis 16 vH gehen können. Man würde also bei der in Frage stehenden Lokomotive und einer Rostanstrengung über 400 kg/m^2 und Stunde mit größerem Luftüberschuß arbeiten und damit einen wesentlichen Vorteil der Kohlenstaubfeuerung zum mindesten teilweise opfern müssen.

Versuch mit lignitischer Kohle aus North Dakota. Die Zusammensetzung der gemahlene Kohle lautet:

Feuchtigkeit	1,8 vH
flüchtige Bestandteile.	47,25 „
fixer Kohlenstoff.	40,91 „
Asche	9,32 „
Schwefel	0,72 „
Heizwert	6100 WE/kg
Mahlfeinheit	rd. 30 vH Rückstand auf 6200 Masch.-Sieb.

Mit diesem Brennstoff wurde eine weiße gleichmäßige Flamme erzeugt und eine 6,5- bis 7fache Verdampfung erreicht. Am Ende der Fahrt waren etwa $\frac{1}{4}$ der Rauchrohre mit einer weichen, leicht entfernbaren Schlacke bedeckt. Die Ausmauerung der Verbrennungskammer hatte einen glasurartigen Schlackenbelag.

Es war die Absicht der Eisenbahngesellschaft, die Versuche auch auf die Verschiebelokomotiven im Inneren von Chicago auszudehnen, weil man sich wegen der langen Stillstandsperioden und der bei Kohlenstaubfeuerung möglichen, fast rauchfreien Verbrennung Vorteile versprach. Der Krieg verbot die Fortsetzung der Versuche.

3. Versuche der Atchison, Topeka & Santa Fé Railroad. Zu einem vergleichenden Versuche zwischen Rostfeuerung und Kohlenstaubfeuerung wurden zwei gleichartige Güterzuglokomotiven von 1-D-1-Typ ausgewählt. Zur Verwendung kam die in Abb. 260 dargestellte „Lopulco“-Anordnung. Die Versuche fanden von Mai 1917 bis Juli 1918 auf der 181 km langen Strecke Fort Madison, Ia.-Marceline, Mo. statt. Die Aufbereitungsanlagen befinden sich an diesen Endstationen. Die zur Verwendung gekommene gemahlene gasreiche Kohle hat folgende Zusammensetzung¹⁾:

Feuchtigkeit	1,5 vH
flüchtige Bestandteile.	32,67 „
fixer Kohlenstoff.	51,57 „
Asche	14,71 „
Schwefel	3,95 „
Heizwert (oberer)	rd. 6700 WE/kg
Mahlfeinheit	17 vH Rückstand auf 6200 Maschensieb.

¹⁾ Journ. of the Am. Soc. of Mech. Eng., Okt. 1914.

Die Versuche wurden von der Eisenbahngesellschaft in außerordentlich sorgfältiger Weise zu dem Zwecke durchgeführt, die Verwendungsmöglichkeit minderwertiger gasreicher Steinkohlen und lignitischer Kohlen zu prüfen. Die im folgenden gemachten Angaben gründen sich auf Mitteilungen, die der Verfasser dem Leiter der Versuche, Mr. H. B. Mac-Farland, verdankt. Zahlentafel 45 zeigt die wichtigsten Daten, die aus Versuchsergebnissen von je 18 unter normalen Betriebsverhältnissen durchgeführten Rundreisen einer kohlenstaub- und einer handgefeuerten Lokomotive ausgewertet wurden.

Zahlentafel 45.

	Hand- feuerung	Kohlenstaub- feuerung
1. Länge der Strecke km	181	181
2. Lokomotive auf Strecke h	6,7	6,6
3. „ in Fahrt h	5,29	5,35
4. Gewicht des Zuges hinter dem Tender t	ca. 1900	ca. 1850
5. Anzahl der Wagen	65	63
6. Kesseldruck atü	ca. 13	ca. 13
7. Verbrauchte Kohlenmenge insgesamt kg	13828	10474
8. „ Wassermenge „ kg	72789	73007
9. Zug in Feuerkiste mm W. S.	61	33
10. Zug in Rauchkammer mm W. S.	185	297
11. Rauchkammertemperatur ° C	300	292
12. Überhitzung ° C	97,3	121,5
13. Rohe Verdampfungsziffer	5,28	6,97
14. Reduzierte Verdampfungsziffer ¹⁾	5,84	7,89
15. Wirkungsgrad des Kessels vH	53,3	66,2
16. Wirkungsgrad des Kessels und Überhitzers vH	59,7	75,3
17. Mittlere äquival. Rostanstrengung · kg/m ² ·Std	—	ca. 350
18. Brennstoffersparnis gegenüber Handfeuerung	—	24,2 vH
19. Mittlere spez. Heizflächenbelastung (Normaldampf) kg/m ² ·h	35,8	35,2
20. Mittlere Feuerbüchsen-Belastung (Normaldampf) 1 × 10 ⁶ kcal/m ³ ·h	1,65	1,23

Die mittlere äquivalente Rostanstrengung von ca. 350 kg je Quadratmeter und Stunde entspricht einer mittelschweren, aber nicht forcierten Beanspruchung von Feuerung und Kessel. Zum Vergleich sei eingeschoben, daß auf deutschen Vollbahnlokomotiven eine Rostanstrengung von 400 kg je Quadratmeter und Stunde als maximale Dauerbelastung der Kesselfeuerung anzusehen ist. Die Verbrennung des Kohlenstaubes war günstig, was aus der um etwa 30 vH höheren Verdampfung und dem besseren Kesselwirkungsgrad hervorgeht. Die höhere Überhitzung bei annähernd gleicher Rauchkammertemperatur

¹⁾ Bezogen auf 0° Wasser und 100° Dampf = 639,7 WE/kg.

deutet auf den besseren Wärmeübergang hin. Der Unterdruck in der Rauchkammer ist bei Kohlenstaubbetrieb bedeutend höher als bei Handfeuerung. Diese Erscheinung findet ihre Erklärung in der Bildung von „Schwalbennestern“, die sich in der auf S. 17 beschriebenen Weise bei asche- und schwefelreichen Kohlen in der Feuerkiste vor den Rauchröhren ansetzen und diese überkleben. Bei den Versuchen wurde für periodische Entfernung der „Schwalbennester“ mittels eines Preßluftstrahles gesorgt; dies konnte geschehen, während die Lokomotive auf Haltestellen Wasser nahm. Trotzdem werden die „Schwalbennester“ als die bedenklichste Nebenerscheinung bei Kohlenstaubbetrieb bezeichnet; sie traten bei der obigen asche- und schwefelreichen Kohle hartnäckiger auf als bei hochwertigem Lignit, der außerdem fast gar keine Schlacke bildete.

Die Ausmauerung der Verbrennungskammer erforderte häufige Ausbesserungsarbeiten. Im Durchschnitt mußten nach jeder Rundfahrt 16 Steine im Kammergewölbe und der Feuerbrücke und im ganzen 34 Steine in der Feuerkiste ersetzt werden. Unter 18 Rundreisen waren nur 8, nach welchen keine Steine zu erneuern waren. Die Steine der Feuerbrücke überdauerten nicht mehr als durchschnittlich drei Rundreisen. Die Ausbesserungsarbeiten nahmen daher mehr Zeit in Anspruch als bei der handgefeuerten Lokomotive, wobei die langsamere Abkühlung der Verbrennungskammer der Kohlenstaubfeuerung einen weiteren Zeitverlust verursachte.

Die Wirkungsweise der Brenner wird als nicht unbedingt zuverlässig bezeichnet und die Vermutung ausgesprochen, daß die günstigste Anordnung der Brenner und der Ausmauerung in der Feuerkiste noch nicht gefunden sei. Diese Bedenken sind jedoch durch die inzwischen gemachten Fortschritte im Brennerbau wenigstens teilweise hinfällig geworden.

Die Feuerbuchsenbelastung erreichte bei einem Mittelwert von 1 230 000 kcal/m³·h vorübergehende Höchstwerte von über 2 Millionen; ebenso stieg die spez. Heizflächenbelastung schätzungsweise auf über 60 kg/m²·h.

4. Versuche der New York Central Lines¹⁾. Diese Gesellschaft machte bereits 1914—1916 Versuche auf dem Prüfstand. 1917 folgten betriebsmäßige Versuche auf der Strecke. Einen Auszug, der jedoch nur einen Teil der zurückgelegten Kilometer betrifft, zeigt Zahlentafel 46. Die mittlere äquivalente Rostbelastung betrug 289 kg/m²·h, die mittlere Feuerbuchsenbelastung 1 520 000 kcal/m³·h.

¹⁾ Angaben der Direktion und dem Heft „Lopolco Pulverized Fuel System for Locomotives“ entnommen.

Zahlentafel 46.

1. Kohle: Rückstand auf 6200-Maschen-Sieb . . .		15
Feuchtigkeit	vH	0,40
flücht. Bestandteile	„	24,72
Asche	„	6,85
Schwefel	„	1,96
2. Zurückgelegte Strecke	km	2140
3. Mittlere Geschwindigkeit	km/h	41,8
4. Drucke: Kessel	atü	14
Feuerbuchse	mm W.S.	— 89
Rauchkammer	„	— 181
5. Mittlere äquiv. Rostbelastung	kg/m ² .h	289
6. Mittlere Feuerbuchsen-Belastung	kcal/m ³ .h	1520000

Die Versuchslokomotive wurde bei allen Versuchen voll belastet, wobei rd. 10 vH mehr Nutztonnen als bei normalem Rostbetrieb geschleppt wurden.

Die Direktion faßt die Ergebnisse folgendermaßen zusammen:

1. Der Betrieb ist nur bei bestimmten Kohlen einwandfrei; der schwächste Punkt ist die Bildung von Schwalbennestern.

2. Der Kohlenstaubbetrieb kommt in erster Linie bei Verschiebelokomotiven in Frage, bei denen auf Rauchfreiheit besonderer Wert gelegt wird.

3. Für ein wirtschaftliches Urteil bedarf es weiterer Versuche.

Die Gesellschaft hat sich in großem Umfang auf selbsttätige Rostbeschickungen umgestellt. Die Staubfeuerung ist nicht weiter verfolgt worden.

5. Versuche der Lehigh Valley Railroad. Die Versuche wurden auf einer Anthrazitlokomotive mit extremgroßer Rostfläche angestellt. Die Kohlenstaubausrüstung stammte von der Fuller Lehigh Co. (s. Abb. 263). Wie bei dem unter 1. erwähnten Versuch wurde eine Mischung von Anthrazit (55 vH) und gasreicher Steinkohle (45 vH) verwendet. Die Ergebnisse waren im wesentlichen die gleichen wie unter 1. Wie bei allen zuvor genannten Bahngesellschaften wurde wieder zum Rostbetrieb zurückgekehrt.

6. Versuche der AEG und der Studiengesellschaft in Kassel. Über betriebsmäßige Versuche auf der Strecke liegen nur von der AEG-Lokomotive Nachrichten, jedoch noch keine genaueren Unterlagen vor¹⁾. Die Versuchslokomotive der Reichsbahn von der G-8₂-Gattung wurde auf der Flachlandstrecke Pankow bei Berlin—Strelitz vor Güterzügen benutzt. Die vorgeschriebenen Fahrzeiten konnten bei einer Nutzlast stets eingehalten werden, die bis zu 30 vH über der vorgeschriebenen Belastung lag. Es wurde sowohl mit Stein- als Braunkohle gefahren. Brückenbildung im Staubbunker wurde nicht festgestellt. Die Anheizzeit im Schuppen betrug bis zum vollen Kesseldruck rd. 43 Minuten.

¹⁾ Kleinow: a. a. O.

Die vorher angestellten Versuche auf dem Prüfstand der AEG hatten im wesentlichen folgendes Ergebnis¹⁾: Bei Steinkohle kann nach Ansicht der Erbauer auf Feuerschirm und Ausmauerung nicht verzichtet werden. Ferner wird vermutet, daß sich die Schlackenschwierigkeiten (Schwalbennester) grundsätzlich wohl kaum abstellen lassen. Die verlangte Verdampfungsleistung konnte erreicht und sogar überschritten werden. Bei Steinkohlenstaub von 7355 kcal/kg, 7 vH Asche und einem Rückstand von 16 vH auf Sieb Nr. 70 konnte die Heizflächenbelastung in 4¹/₂stündigem Versuch auf 60 kg/m²·h gehalten werden. Während dieser Zeit mußte die Rohrwand jede halbe Stunde von Hand flüchtig abgekratzt werden. Der auf den unteren Heizwert bezogene Kesselwirkungsgrad betrug 66 vH bei 14 vH Verlusten durch Unverbranntes. Bei einem heizkräftigen Braunkohlenstaub mit 8 vH Wasser, 9 vH Asche, 5720 kcal/kg und 21 vH Rückstand auf Sieb Nr. 70 wurde die Heizflächenbelastung 4 Stunden lang auf 55 kg/m²·h bei einem Kesselwirkungsgrad von 74,5 vH (bezogen auf den unteren Heizwert) gehalten. Bei einem weiteren 1¹/₂stündigen Versuch wurden 70 kg/m²·h erreicht. In dieser Zeit hatten sich an den Bördeln Schlackenansätze gebildet.

Die ortsfesten Versuche der Studiengesellschaft in Kassel fanden an einem Kessel der G-12-Gattung der Reichsbahn statt, der gegenüber der von der AEG untersuchten G-8₂-Gattung eine etwas längere Feuerbuchse mit entsprechend größerem Feuerbuchseninhalt und einen längeren Langkessel hat. Bei Braunkohlenstaub von 4800—5200 kcal/kg und einem Rückstand von 20 vH. auf Sieb Nr. 70 sowie einer spez. Heizflächenbelastung von 52 kg/m²·h betrug der Wirkungsgrad 74,8 und die Feuerbuchsenbelastung 1,6·10⁶ kcal/m³·h. Zeitweise konnte bis auf über 100 kg/m²·h und 2,8·10⁶ kcal/m³·h gegangen werden, wobei der Wirkungsgrad noch 64 vH betrug²⁾. Nähere Ergebnisse von Streckenversuchen können noch nicht bekanntgegeben werden. Wie bei den meisten anderweit gemachten Versuchen bereiten die Schwalbennester bis jetzt noch nicht beseitigte Schwierigkeiten.

d) Beurteilung der Staubfeuerung.

Die über einen längeren Zeitraum ausgedehnten amerikanischen Versuche zeigen, daß gegenüber handgefeuerten Rosten mit einer Brennstoffersparnis zu rechnen ist, die bei langen Stillständen und mäßigen Belastungen bis zu 25 vH beträgt. Bei kurzen Haltezeiten und hohen Kesselbelastungen (Schnellzugdienst) sinkt die Ersparnis auf 10 vH und darunter. Das gleiche lassen die deutschen ortsfesten Versuche vermuten.

¹⁾ Kleinow: a. a. O.

²⁾ Hinz: a. a. O.

Der Wirkungsgrad ist höher als bei handgefeuerten Rosten wegen:

1. Besserer Beherrschung des Luftüberschusses.
2. Geringerer Verluste durch Unverbranntes, da Kammerlösch und Flugkoks fast ganz fortfallen.
3. Vollkommenerer, fast rauchfreier Verbrennung.
4. Vergrößerung des Blasrohrquerschnitts; dadurch sinkt der Gegendruck in den Zylindern.

Ferner zeigte sich, daß verhältnismäßig wenig heizkräftige Brennstoffe wie Lignite, Torfe und Braunkohlen mit guten Wirkungsgraden ohne Einbuße an Kesselleistung verfeuert werden können. Dagegen ist der Schlackenschmelzpunkt ein begrenzender Faktor. Bei leicht schmelzenden Aschen bereiten die Schwalbennester große Schwierigkeiten, die eine völlige befriedigende Lösung noch nicht gefunden haben und je nach der Brennstoffbasis die Lebensfähigkeit der Staubfeuerung mehr oder weniger in Frage stellen. Die gelegentliche Entfernung von Hand ist natürlich keine brauchbare Lösung. Es ist daher eine der wichtigsten Aufgaben der Praxis, auf Mittel zur Beseitigung dieser Schwierigkeiten zu sinnen. Folgende Wege kämen dabei in Frage:

1. Rußbläser; die Fuller Lehigh Co. baut in einige der Rauchrohre Dampfbläser ein, die von der Rauchkammer aus gespeist werden und bei Gebrauch etwas über die Rohrwand in die Feuerbuche hineinreichend, eine Anzahl Dampfstrahlen unter spitzem Winkel zur Rohrachse auf die benachbarten Rohre richten. Die Wirkung war bei einer Besichtigung befriedigend.

Dampfstrahlen, die nur über die Rohrwand hinwegstreichen, erfassen nicht die Ansätze in den Rohren und sind daher wenig wirksam.

2. Abschleuderung der flüssigen Schlacke durch Abbiegung der Flamme in der Feuerbuche, bevor die Gase die Rohrwand erreichen. Dies Mittel hat bei amerikanischen Versuchen nicht befriedigt. Wie sich besonders klar bei hüttenmännischen Öfen gezeigt hat, läßt sich nur diejenige Schlacke abschleudern, die vorher zu größeren Klumpen agglomeriert wurde. Dazu bedarf es aber scharfer Richtungswechsel oder Prallflächen, die wiederum den Grundsätzen freien Flammenauslaufs und möglichststen Schutzes feuerfester Einbauten gegen flüssigen Schlackenangriff zuwider laufen. Aber selbst wenn diese Bedenken hinfällig wären, läßt sich nur ein kleiner Teil der Gesamtschlacke durch Abschleuderung zurückhalten. Wenn dies bereits für hüttenmännische Brennräume (s. S. 272) gilt, so trifft es erst recht für den kleineren Brennraum des Lokomotivkessels zu.

3. Einbau von wassergekühlten Flächen (Kühlflächen) und gleichzeitige Senkung der Brennraumtemperaturen. Als Kühlflächen kommen die auf amerikanischen Lokomotiven allgemein üblichen, die Feuerbrücke tragenden Wasserrohre in Betracht, Abb. 260. Nach Satz I auf S. 49 würde jedoch die Feuerbuchsbelastung und damit die Kesselleistung in unzulässiger Weise sinken. Gleichzeitig muß daher die Verbrennungsgeschwindigkeit Q_e durch eines der auf S. 52f. erwähnten Mittel derartig erhöht werden, daß die Feuerbuchs- oder Brennraumbelastung trotz sinkender Brennraumtemperaturen nicht zurückgeht (Abb. 14). Durch den Einbau einer Anzahl von Wasserrohren und durch erhöhte Verbrennungsgeschwindigkeit (vermehrte Turbulenz, Lufterhitzung, Stufenanordnung der Brenner und Verbrennungs-

anlauf) sollte sich die Brennraumtemperatur bei gleichbleibender Brennraumbelastung derartig absenken lassen, daß die Verschlackung der Rohrwand wesentlich eingeschränkt werden kann.

4. Zusatz von Luft kurz vor der Rohrwand zur Erhöhung des Schlackenschmelzpunktes (s. S. 17).

5. Erhöhung der Mahlfeinheit.

Die Regelbarkeit der Feuerung ist besser als bei Rostbetrieb. Die Folge sind weniger häufiges Abblasen durch das Sicherheitsventil und geringere Rauchbildung, vor allem bei Stillständen. Die Durchsatzmenge der Förderschnecken und der üblichen Brenner läßt sich jedoch für den bei Stillständen erforderlichen Staubbedarf nicht genügend verringern. Man muß daher zu Hilfsschnecken und Hilfsbrennern greifen. Ein anderer Weg ist die pneumatische Förderung durch eine Vielheit von Düsen und die gleichzeitige Unterteilung in Einzelbrenner, wobei die von heißen Flächen umgebenen Brenner bei Stillständen allein im Betrieb bleiben (Abb. 261).

Wie die Streckenversuche zeigen, konnte die jeweils geforderte Kesselleistung ohne weiteres erreicht werden, sofern die Schwalbennester keinen zu großen Umfang annahmen. Auch bei angestrengtem Betrieb blieb die Verbrennung einwandfrei.

Aus den Versuchen ist zu schließen, daß sich wenigstens bei Lokomotiven mit weiten, verhältnismäßig großen Feuerkisten die bei handgefeuerten Rosten möglichen Höchstleistungen bequem übertreffen lassen. Auch die ortsfesten Versuche in Kassel lassen eine Steigerung der Höchstleistung gegenüber Handbetrieb vermuten. Die Feuerbuchsenbelastung, ausgedrückt in $\text{kcal/m}^3 \cdot \text{h}$, gibt jedoch kein richtiges Bild der Leistungsfähigkeit; die Verbrennung dehnt sich nämlich bei hohen Belastungen auch auf die Rauchrohre aus, und zwar trifft dies bei der Staubfeuerung in weit höherem Maße zu als bei selbsttätigen Rostbeschickungen oder auch bei Handbetrieb. Man erhält daher auch bei Staubfeuerungen, wie bereits auf S. 54/55 betont wurde, Scheinwerte, die zu hoch sind. Wie aus Zahlentafel 45 u. 46 hervorgeht, betrug die mittlere Feuerbuchsenbelastung bei den über 12 Jahre zurückliegenden Streckenversuchen 1,23 bis $1,5 \cdot 10^6 \text{ kcal/m}^3 \cdot \text{h}$; bei erhöhter Förderung und forciertem Betrieb wurden schätzungsweise $2,8 \cdot 10^6 \text{ kcal/m}^3 \cdot \text{h}$ erreicht. Die ortsfesten Versuche in Kassel ergaben ähnliche Werte; bei einer auf Steinkohle bezogenen äquivalenten Rostbelastung von rd. $350 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ ergaben sich $1,6 \cdot 10^6 \text{ kcal/m}^3 \cdot \text{h}$ gegenüber $289 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ und $1,5 \cdot 10^6 \text{ kcal/m}^3 \cdot \text{h}$ bei den Versuchen der Zahlentafel 46. Es ist also nicht ganz zutreffend, wenn Hinz¹⁾ die Ansicht vertritt, daß die Steigerung bis auf fast $3 \cdot 10^6 \text{ kcal/m}^3 \cdot \text{h}$ erst eine neuere Errungenschaft sei

¹⁾ Über wärmetechnische Vorgänge der Kohlenstaubfeuerung unter besonderer Berücksichtigung ihrer Verwendung für Lokomotivkessel, Berlin 1928.

und bis vor kurzem für unmöglich gehalten wurde. Auch bei Kleinöfen lassen sich ähnlich hohe Werte feststellen, wobei sich aber die Verbrennung ebenfalls auf die Abgaszüge ausdehnt. Bailey¹⁾ berichtet ferner von dem ortsfesten Kessel nach Abb. 203, daß die Verbrennung zu 80—90 vH unterhalb der Unterkante der Brenner stattfindet und in diesem Raum eine Brennraumbelastung von $2,1 \cdot 10^6$ kcal/m³·h vorliegt.

Faßt man das Wesentliche zusammen, so vermißt man im Gegensatz zu ortsfesten Kesseln den unwälzenden Fortschritt der Entwicklung. Das hat seinen Grund vor allem darin, daß in der ortsfesten Praxis zu Sonderkesseln übergegangen wurde, die den Bedingungen die Staubfeuerung weitgehend angepaßt wurden; bei Lokomotiven dagegen war man bisher mit Rücksicht auf ihre Freizügigkeit und die geforderte schnelle Umstellung auf Rostbetrieb an die für die Staubfeuerung an sich ungünstigen baulichen Beschränkungen des alten Stephenson-Kessels gebunden. Die neusten und die bereits 10 und mehr Jahre zurückliegenden und wieder aufgegebenen Ausführungen unterscheiden sich daher in ihrem grundsätzlichen Aufbau nicht. Daß im Lauf der Entwicklung unabhängig voneinander zuerst in Amerika und dann in Deutschland gleichartige Zustellungen der Feuerbuchse versucht und z. T. wieder aufgegeben wurden, zeigt die begrenzten Anpassungsmöglichkeiten der Staubfeuerung an die Feuerbuchse. Auch war die Wichtigkeit der Aufteilung des Staubes in Einzelstrahlen bereits bei den älteren Anordnungen erkannt worden (Abb. 129 u. 261). Die damals im Streckenbetrieb erreichten Wirkungsgrade sind, wenn man einheitlich nur den oberen oder den unteren Heizwert zugrunde legt, bisher wohl nicht übertroffen worden. Ferner haben sich bei den neueren deutschen Versuchen die gleichen Schwierigkeiten mit Schwalbennestern eingestellt. Ein Fortschritt ist jedoch bezüglich der Reparaturen und Haltbarkeit der feuerfesten Einbauten zu erwarten, und zwar erstens, weil diese, wenigstens bei Braunkohlen, stark eingeschränkt werden können, und weil zweitens heute geeignetere feuerfeste Baustoffe als vor 10 Jahren zur Verfügung stehen. Wenn auch Verbesserungen durch Erhöhung der Turbulenz, sowie durch Verwendung von Lufterhitzung, Stufenbrennern und Wasserrohren möglich sind, so bleibt die kompromißartige Verbindung von Staubfeuerung und Stephenson-Kessel doch bestehen. Allein der Staubfeuerung zuliebe wird sich aber keine Eisenbahn auf Sonderkessel einstellen. Erst wenn zu Hochdruckkesseln mit großen Brennräumen und aus Wasserrohren gebildeten Kühlflächen übergegangen würde, träte eine wesentliche Besserung der Aussichten ein. In amerikanischen Fachkreisen hofft

¹⁾ Some factors in furnace design for high capacity, A. S. M. E.-Meeting, New York, 5.—8. Dez. 1927.

man, daß bis zu diesem Zeitpunkt auch die z. Z. für den Schiffsbetrieb in Entwicklung befindlichen Mahlanlagen so weit vervollkommen sind, daß von dem lästigen Bunkersystem zu leichten auf dem Tender oder unter dem Führerstand untergebrachten Einzelmühen übergegangen werden kann. Bis dahin dürfte die Staubfeuerung auf Einzelfälle beschränkt bleiben.

Die verhältnismäßig günstigsten Aussichten bieten sich noch in den Braunkohlenrevieren, in denen billiger, in den Brikettfabriken anfallender oder hergestellter Staub zur Verfügung steht. Ferner würde sich ein Absatzgebiet für Schwelkoks eröffnen; in Frage kommt vor allem das mitteldeutsche Braunkohlenrevier. Dort würde der Staub frei Tender rd. 2,— M/1·10⁶ kcal kosten, dem ein Preis von 4,— M/1·10⁶ kcal für Lokomotivkohle von der Ruhr gegenüber steht. Mit Rücksicht auf die erforderlichen ortsfesten Anlagen für Mahlung, Bunkerung und Verteilung des Brennstaubes sowie die Staubsonderwagen erwägt die Reichsbahn eine regionale Beschränkung, wobei wohl vor allem Güterzug- und Verschiebelokomotiven mit kürzeren Laufstrecken in Frage kommen, während im Durchgangsverkehr bei Rostbetrieb geblieben wird¹⁾.

Bei Steinkohle sind die Aussichten, wenn man von örtlichen Sonderfällen (Zechenbetrieb, Verschiebedienst in Gebieten mit Qualmverbot) absieht, vorläufig nicht günstig. Im Geburtsland der Staublokomotive, Nordamerika, wird heute keine einzige Lokomotive mit Kohlenstaub getrieben. Dagegen findet die selbsttätige Rostbeschickung nach Abb. 259 auf 20 vH aller in Betrieb befindlichen Lokomotiven Verwendung. Sie besitzt die Fähigkeit, auch feinstückige, billige Kohle zu verarbeiten. War sie ursprünglich auf große, von einem einzigen Heizer — vor allem im Sommer — schwer zu bewältigende Lokomotiven beschränkt, so hat sie sich in den letzten Jahren auch bei mittleren an sich von Hand gut befeuerbaren Maschinen eingebürgert. Die Hauptgründe hierfür sind geringerer Brennstoffverbrauch, geringere Rauchentwicklung und höhere Leistungen als bei Handbetrieb. Auch bei lignitischen Kohlen sind die selbsttätigen Beschickungen erfolgreich benutzt worden. Es ist anzunehmen, daß sich die selbsttätige Rostbeschickung auch in Europa auf größeren im Durchgangsverkehr benutzten Einheiten allein schon der Brennstoffersparnis wegen einführen wird.

Für die reine Staubfeuerung wären größere Einheiten mit weiten Feuerbüchsen am geeignetsten. Sie erfordern aber bei den langen, heute üblichen Strecken (z. B. Frankfurt a. M.—Berlin) große Staubbunker, deren Unterbringung im Tender nicht ganz einfach ist. Schwer-

¹⁾ Landsberg: Glasers Ann. 102 (1928), Nr. 1216/7.

wiegender als dies Bedenken sind die bei Reparaturen an den feuerfesten Einbauten nötigen Auskühlzeiten, die sich bei dem heute erstrebten hohen Nutzungsgrad besonders unangenehm bemerkbar machen würden. Allein aus diesem Grunde gab eine amerikanische Eisenbahn den Staubbetrieb wieder auf. Durch Verringerung der feuerfesten Einbauten (s. S. 457) ließe sich dieser Schwäche allerdings abhelfen.

Nach allem ist die reine Staubfeuerung nur in Sonderfällen wirtschaftlich. Zudem ist sie aus dem Versuchsstadium noch nicht herausgetreten. Solange sich die Verschlackung der Rohrwand noch nicht hinreichend beherrschen läßt, sind Kohlen mit niedrigen Schlackenfließpunkten auszuschließen. Wie in der ortsfesten Praxis werden die Aussichten der Staubfeuerung erst dann besser, wenn zu Hochdrucksonderkesseln mit großen, von Wasserrohren umgebenen Brennräumen sowie zu Mahlanlagen übergegangen wird, die auf Lokomotive oder Tender untergebracht werden können.

III. Staubfeuerungen auf Schiffen.

a) Versuche.

Die in der Einleitung erwähnten Erstlingsversuche blieben ohne praktische Folgen. In den Kriegsjahren rüstete Brand¹⁾ zwei Einender-Zylinderkessel eines kleinen australischen Kriegsschiffs mit vorgebauten in den Heizraum hineinreichenden Brennkammern aus. Der Staub wurde an Land hergestellt und auf pneumatischem Wege aus den Bunkern entnommen; hierbei traten erhebliche Schwierigkeiten auf. Die Versuche blieben auf den Hafendienst beschränkt, gaben aber für die weitere Entwicklung wertvolle Aufschlüsse. Vor allem erkannte Brand die Bedeutung des Kohlenstaub-Sonderkessels. Weitere Versuche stellte die englische Firma Clarke, Chapman & Co. an einen ebenfalls mit Vorkammer ausgerüsteten Einender-Zylinderkessel an, der Halbkoks aus einer vorgebauten Einzelmühle erhielt. Bei einer spez. Heizflächenbelastung von $28 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{h}$ betrug der Wirkungsgrad 67,4 vH. Die erste, regelrechten Betriebsverhältnissen unterworfenen Staubfeuerung kam 1924 auf einem 1300-PS-Rhein-Schleppdampfer der Reederei Mathias Stinnes versuchsweise zum Einbau. Es wurden eine Reihe einwandfreier Reisen auf der Strecke zwischen Duisburg-Ruhrort und Mannheim gemacht. Der Staub wurde im Anfang an Bord, später an Land hergestellt. Wie bei den zuvor genannten Versuchen wurde eine vor das Flammrohr des Zylinderkessels gesetzte Vorkammer benutzt; ihre Haltbarkeit ließ jedoch zu wünschen übrig.

Unter den in der Folgezeit angestellten Versuchen verdienen die des

¹⁾ Engineer: 144 (1927), 15. Juli, S. 75/77; Wärme 50 (1927), Nr. 43, S. 756/7.

Amerikanischen Staatlichen Schiffsamtes¹⁾ (U. S. Shipping Board) besondere Beachtung. Bei Vorversuchen war man sich darüber klar geworden, daß 1. die Aufbereitung an Bord stattfinden müsse, und daß 2. die Verbrennung aus den bisher verwendeten Vorkammern völlig in den eigentlichen Kessel verlegt werden müsse. Dies schien, wie die Erfolge der Landpraxis bei gekühlten Brennräumen vermuten ließen, dann möglich, wenn neben Lufterhitzung und hinreichender Feinheit für hohe Flammenturbulenz gesorgt wurde. Dieser Forderung entsprach u. a. der Peabody-Brenner, Abb. 132. Er wurde an Stelle der Feuertür und ohne irgend eine Vorkammer unmittelbar vor das Flammrohr gesetzt; dieses ist nur auf einer Länge von rd. 0,7 m ausgekleidet. Ein 240stündiger Versuch auf der Werft, Zahlentafel 47, zeigte folgendes:

Zahlentafel 47²⁾. Auszug aus einem 240-stündigen Versuch an einem Schiffskessel des „U. S. Shipping Board“ auf der Marinewerft in Philadelphia vom 27. Juli bis 6. August 1927.

1.	Kesselart: Einender-Zylinderkessel mit drei Flammrohren und drei Wendekammern		
2.	Kesselbetriebsdruck	atü	13,5
3.	Heizflächen: der Rohre	m ²	187
4.	„ „ Wendekammern	m ²	25
5.	„ „ Flammrohre	m ²	25
6.	„ des Kessels(Summe 3.bis 5).	m ²	237
7.	„ „ Lufterhitzers	m ³	59,4
8.	Inhalt: der Flammrohre	m ³	5,6
9.	„ der Wendekammern	m ³	7,7
10.	Summe (8 + 9)	m ³	13,3
11.	Versuchsdauer	h	48 48
12.	Kohle: stdl. verfeuerte Menge	kg/h	547 896
13.	Feuchtigkeit (angeliefert)	vH	2,1 2,8
14.	flücht. Bestandteile	vH	20,1 21,1
15.	Asche	vH	5,7 6,1
16.	Heizwert (oberer)	kcal/kg	8030 7920
17.	Feinheit (Rückstand auf 6200 Maschensieb)	vH	22,6 20,8
18.	Rauchgasanalyse hinter Kessel: CO ₂	vH	16,18 16,26
19.	O ₂	vH	2,65 2,78
20.	CO	vH	0,005 0,013
21.	Luftfaktor	vH	14,4 15,6
22.	Asche: Schlackenfließtemperatur	° C	rd. 1300
23.	Verbrenliches in Schlacke und Flugstaub	vH	rd. 35
24.	Drucke: Primärluft	mm W. S.	41 56
25.	Sekundärluft	mm W. S.	13,4 31

¹⁾ Jefferson, C. F. und J. S. Evans: Marine Engineering 29. Dez. 1927; Engineering 124 (1927), 16. Dez.; Neumann: Wärme 51 (1928), Nr. 11, S. 186/89. Jefferson, C. F. und J. J. Broshek: Vortrag auf der zweiten Intern. Bit. Coal Conference in Pittsburg im Nov. 1928.

²⁾ Power 66 (1927), Nr. 26, S. 1032; Nat. El. Light Ass.. Pulverized Fuel, New York, Aug. 1928, S. 84/6.

Zahlentafel 47 (Fortsetzung).

26.	Drucke im Flammrohrende	mm W. S.	— 4,5	— 4,8
27.	Temperaturen: Hinter Kessel	° C	260	338
28.	„ Luftherhitzer	° C	213	282
29.	der Primärluft	° C	62	59
30.	„ Sekundärluft	° C	101	97
31.	Kraftbedarf: Primärluft-Ventilator . . .	kW	2,11	2,90
32.	Kohlenspeiser	kW	0,15	0,07
33.	Staubverteiler	kW	0,31	0,21
34.	Mühle	kW	18,00	18,00
35.	Insgesamt (Summe 31. bis 34.)	kW	20,57	21,18
36.	Bezugsgrößen: Verdampfungsziffer (bez. auf Normaldampf)		9,4	8,8
37.	Spez. Heizflächenbelastung (bez. auf Normaldampf)	kg/m ² · h	21,7	32,9
38.	Brennraumbelastung B.	kcal/m ³ · h	330000	533000
39.	Wärmebilanz: Wirkungsgrad d. Kessels . . .	vH	74,89	70,26
40.	Verlust in d. fühlbaren Wärme der Abgase	vH	6,95	9,84
41.	Verlust durch Feuchtigkeit und H ₂ -Verbrennung	vH	3,79	4,10
42.	Wärmebilanz: Verlust durch CO	vH	0,02	0,04
43.	Verlust durch Unverbranntes in den Rückständen	vH	7,45	11,16
44.	Verlust durch Strahlung (Restglied)	vH	6,90	4,60

Bei hinreichender Turbulenz und hohen Mahlfeinheiten (Zeile 17) kann auf Vorbauten verzichtet werden. Das Flammrohr ist nur auf einer kurzen Strecke auszukleiden. Den der Strahlung ausgesetzten großen Flächen entsprechend ist laut Satz II, S. 49/50 die Brennraumbelastung, Zeile 38, recht hoch. Dabei ist jedoch zu beachten, daß die Verbrennung in den Wendekammern noch nicht beendet war und sich bis in die Rauchrohre erstreckte, wo teilweise Verlöschung eintrat. Darauf deutet auch der im Vergleich zu ortsfesten Kesseln hohe Verlust durch Unverbranntes in Schlacke und Flugstaub hin, Zeile 43. Die Kesselleistung, Zeile 37, war befriedigend, so hoch wie bei Ölbetrieb und höher als bei Handfeuerung. Auch ist der Wirkungsgrad im Vergleich zu Rostbetrieb hoch. Zu beachten ist, daß eine erstklassige Kohle mit hohem Schlackenfließpunkt benutzt wurde.

Auf diesen Versuch hin wurde der mit Ölfeuerung ausgerüstete 9500 t große Frachtdampfer „Mercer“ Ende 1927 auf Kohlenstaub umgestellt, Abb. 267. Die zwei im Heizraum aufgestellten, von Turbinen angetriebenen Rohrmühlen von je 1,6 t/h Nenndurchsatz werden von Warmluft des Luftherhitzers durchspült. Diese dient zum Trocknen (Mahl-trocknung) und zur Förderung des Staubes zu den Brennern (Primärluft). Alle 9 Flammrohre erhielten je einen Peabody-Brenner; diese

sind mit Ölreservebrennern ausgerüstet. Im Anfang bereitete die gleichmäßige Verteilung des Staubes auf die einzelnen Brenner Schwierigkeiten; nach zahlreichen Versuchen kam ein Verteiler nach Art von Abb. 82 zur Verwendung. Als Kohlenstaubdampfer hat die „Mercer“ bis zum Herbst 1928 sechs Rundreisen zwischen Nordamerika und Europa gemacht und

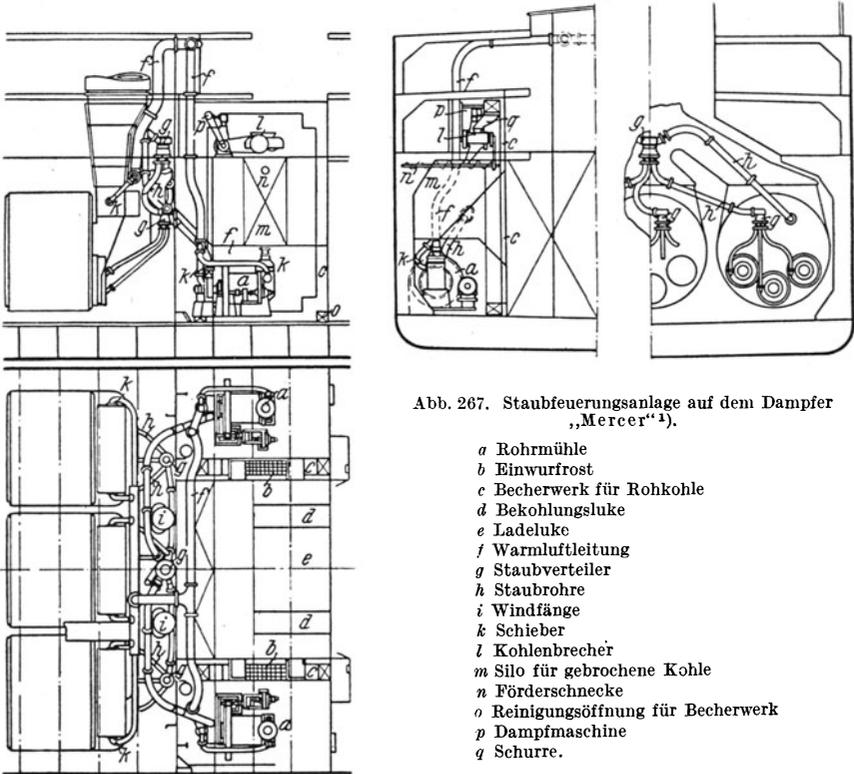


Abb. 267. Staubfeuerungsanlage auf dem Dampfer „Mercer“¹⁾.

- a Rohrmühle
- b Einwurfbrost
- c Becherwerk für Rohkohle
- d Bekohlungsluke
- e Ladeluke
- f Warmluftleitung
- g Staubverteiler
- h Staubrohre
- i Windfänge
- k Schieber
- l Kohlenbrecher
- m Silo für gebrochene Kohle
- n Förderschnecke
- o Reinigungsöffnung für Becherwerk
- p Dampfmaschine
- q Schurre.

ihren Fahrplan pünktlich und ohne Verlust eines einzigen Tages eingehalten. Die nach Abzug des Eigendampfverbrauchs (Aufbereitung und Verteilung bei Kohlenstaub; Ölpumpen, Vorwärmer und Zustäuber bei Öl) verbleibende t Nutzdampf erforderte bei Kohlenstaub nur 8,5 vH mehr kcal als bei der vorher benutzten Ölfeuerung.

Wenn 1 t Heizöl von 10000 kcal/kg — in amerikanischen Häfen für Hin- und Rückreise eingenommen — frei Bord 65 M und Kohle von 8000 kcal/kg frei Bord 23 M/t kostet, so verhält sich das Brennstoffkonto bei Heizöl und Kohlenstaub wie $\frac{65 \cdot 8 \cdot 100}{10 \cdot 23 \cdot 108,5} = 2,08 : 1$.

¹⁾ Neumann: a. a. O.

Ein Vergleich mit fünf Schwesterschiffen der „Mercer“, die mit handgefeuerten Rosten arbeiten, ergibt eine Kohlenersparnis von 8,3 vH durch Übergang zu Kohlenstaubbetrieb. Der Kesseldienst erfordert je Wache bei Ölfeuerung 1 Mann, bei Kohlenstaub 2 Mann, (1 Heizer, 1 Trimmer) und bei Handfeuerung 4 Mann (3 Heizer, 1 Trimmer).

Die auf den Reisen verwendete Kohle war Feinkohle mit 16,6 bis 30,35 vH flüchtigen Bestandteilen, 6,3 bis 13 vH Asche, und einem oberen Heizwert von 7100 bis 8110 kcal/kg. Der Schlackenfließpunkt war, soweit er festgestellt wurde, hoch; der geringste Wert betrug 1290°. Auf Grund der Erfahrungen der Landpraxis ist anzunehmen, daß bei niedrigeren Schlackenfließpunkten die Leistung bedeutend gefallen wäre (s. Zahlentafel 30); außerdem wären nicht unerhebliche Schwierigkeiten durch Verschlackung eingetreten; im Flammrohr hätte sich flüssige Schlacke gebildet. Die Kohlenfeuchtigkeit machte keine wesentlichen Schwierigkeiten; als Kohle verwendet wurde, die vorher auf Deck dem Regen ausgesetzt worden war, ging die Mühlenleistung allerdings erheblich zurück. Damit beim Rußblasen kein Staub in den Heizraum drang, mußten die Rauchfänge gut abgedichtet werden. Die Regelung der Staubzufuhr bei langsamer Fahrt war befriedigend. Das Schiff erwies sich auch im Hafen bei reinem Staubbetrieb und ohne Zuhilfenahme der Ölbrenner als völlig manövrierfähig.

Die Anlage auf der „Mercer“ hat die Verwendbarkeit von Kohlenstaub auf Seeschiffen erwiesen. Jefferson und Broshek sagen aber mit Recht in ihrem zusammenfassenden Bericht¹⁾: „Es darf nicht der Eindruck erweckt werden, als ob die Staubfeuerung das Versuchsstadium gänzlich überwunden habe; das ist noch nicht der Fall.“

b) Gesichtspunkte für die Weiterentwicklung.

1. Aufbereitung an Land oder an Bord? Die Aufbereitung an Land käme nur für Schiffe in Frage, die wie Binnen-, Küsten- oder Hafenschiffe regelmäßig zu ihrem Ausgangspunkt zurückkehren. Die Füllung würde wie bei Staub-Sonderwagen (s. S. 166f.), die Entleerung nach dem Druckverfahren (s. S. 132f.) erfolgen. Seeschiffe würden an Freizügigkeit einbüßen und bei Frachtmangel die Möglichkeit verlieren, ihre Laderäume mit billiger Kohle aufzufüllen. Bei großen Fahrzeugen wäre das Einbunkern von Staub mit Hilfe der heutigen Fördermethoden auch zu zeitraubend oder mit zu starker Staubbelastigung verbunden. Beansprucht Kohlenstaub an sich schon mehr Raum als Stückkohle, so kommt noch hinzu, daß die Bunker bei schwerem Seegang zuweilen Wasser übernehmen; der Staub müßte

¹⁾ a. a. O.

also in besonderen Behältern innerhalb der Bunker gelagert werden. Zur glatten Staubentnahme wären ferner Spitzböden erforderlich; dadurch würde die Raumausnutzung weiter verschlechtert. Außerdem würden schräge Entlastungsplatten oder Rührvorrichtungen zum Auflockern des Staubes nötig sein, weil die Schiffbunker viel höher als die an Land üblichen Behälter sind, und weil der Staub infolge der Schiffbewegung und Maschinen-Vibration stark zusammensackt. Schließlich ist bei längerem Lagern mit Schwitzwasserbildung zu rechnen. Wird der Staub nicht in völlig luftdichten Behältern gelagert, so ist bei längeren Fahrten — vor allem in feuchter Tropenluft — Selbstentzündung zu befürchten.

Für größere Fahrzeuge kommt daher beim heutigen Stand nur die Mahlung an Bord in Frage. Grundsätzlich sollte für jeden Heizraum eine unabhängige, aus zwei Mühlen bestehende Anlage vorgesehen werden. Eine zentrale Mahlanlage, die zwei und mehr Heizräume versorgt, kommt schon deshalb nicht in Frage, weil sie nicht von allen Bunkern aus erreicht werden kann. Die Trocknung der Kohle erfolgt in der Mühle unter Zusatz der ohnehin vorhandenen Warmluft (Mahltrocknung).

Der Aufstellung im Heizraum wie bei der „Mercer“ steht bei den meisten Schiffen Raummangel entgegen. Der gegebene Ort ist der Heizraumschacht. Als Antrieb kommen Dampfmaschinen oder Turbinen in Frage; ihr Abdampf wird wie der der andern Hilfsmaschinen den Vorwärmern zugeführt.

Die Mühlen müssen baulich auf den Bordbetrieb erst zugeschnitten werden. Sie müssen leicht, betriebssicher, und vibrationsfrei sein.

Bei Flußdampfern muß der Tiefgang namentlich in der trocknen Jahreszeit bis aufs äußerste beschränkt werden. In solchen Fällen ist eine Verringerung der heutigen Mühlengewichte geradezu eine Lebensfrage.

2. Kesselart. Auf Handelsschiffen wiegt der Zylinderkessel noch bei weitem vor. Wie die Erfahrungen auf der „Mercer“ zeigen, ist bei Staubbetrieb eine aschearme Kohle mit hohen Schlackenfließpunkten erforderlich. Bei Wasserrohrkesseln gilt diese Bedingung nicht in gleicher Schärfe. Sie passen sich überhaupt dem Wesen der Staubbefuerung besser an, wenn man von ölgefeuerten Kriegsschiffkesseln absieht. Diese haben derartig knapp bemessene, hochbelastete Brennräume, daß der Staubbetrieb vorläufig nicht in Frage kommt.

Die Entwicklung wird wie bei der Landpraxis zwangsläufig zu Sonderkesseln mit hohen Drücken und gekühlten Brennräumen, hoher Luftherhitzung und intensiver Flammenturbulenz führen. Im wesentlichen gilt das auf S. 395f. Gesagte. Dabei dürfte vor allem die gegenüber handgefeuerten und mechanischen Rosten mög-

liche Leistungssteigerung bei gleichzeitiger Platzersparnis ins Gewicht fallen. Mit dem Übergang zu staubgefeuerten Hochdruck-Sonderkessel, Luftherhitzung auf 300° und Regenerativ-Speisewasservorwärmung¹⁾ werden nicht nur die Vorzüge des Dieselbetriebs, nämlich die thermische Überlegenheit und der geringere Platzbedarf, teilweise eingeholt, sondern es werden auch die Anlagekosten gegenüber den heutigen Dampfanlagen erheblich vermindert. Die Staubfeuerung sollte daher vor allem unter dem Gesichtspunkt leistungsfähiger Hochdruckanlagen weiter verfolgt werden.

3. Vergleich mit Rost- und Ölheizung. Sieht man von der eben skizzierten Entwicklung staubgefeuerter Hochdruck-Sonderkessel ab, so sind folgende Punkte besonders zu beachten.

a) Gegenüber Handfeuerung. Die Staubfeuerung verlangt beim heutigen Stande heizkräftige, aschearme Kohlen. Einer der wichtigsten in der Landpraxis geltenden Vorteile, der Kauf billiger Kohlen, fällt daher fort. Die Brennstoffersparnis dürfte bei Schiffen auf großer Fahrt nicht mehr als 10 vH betragen. Nur bei langen Stillständen (Hafen- und kurze Binnenfahrten) sind größere Ersparnisse bis zu 15 bis 20 vH zu erwarten. Die durch den geringeren Brennstoffverbrauch bedingte Raum- und Gewichtersparnis wird durch die Mahlanlage bei größeren Fahrzeugen zum Teil, bei kleinen ganz aufgehoben. Zwar fällt die harte Arbeit des Aufwerfers, Durchschleusens und Abschlackens fort; außerdem können bei Seeschiffen Heizer gespart werden; bei Binnenfahrzeugen ist meist nur ein Heizer je Heizraum vorhanden, auf den bei Staubbetrieb nicht verzichtet werden kann. Die Leuteersparnis fällt auf amerikanischen Fahrzeugen der höheren Löhne und des Mangels geeigneter Heizer wegen stärker als bei uns ins Gewicht. Bei Umstellung auf Staubbetrieb steht dem Gewinn durch Kohlen- und Lohnersparnis der Kapitaldienst für die Mahl- und Feuerungsanlage gegenüber. Betragen die Liegezeit im Hafen und die Aufliegezeit in Werft oder Dock mehr als $\frac{1}{2}$ der Gesamtzeit, was bei Frachtdampfern keine Seltenheit ist, so kann der Gewinn bereits so gering sein, daß die Staubfeuerung nicht mehr anziehend ist. Dagegen ist die Staubfeuerung ernstlich zu erwägen, wenn die Leistung der Kessel erhöht werden soll. Ein anderer Grund, der z. B. bei Rheinschleppern für Staubbetrieb sprechen kann, ist der Fortfall des gerade die schönsten Teile des Rheintales erfüllenden Qualms.

b) Gegenüber mechanischen Rosten. Diese sind bisher wenig erfolgreich gewesen; weder Unterschub — noch Wurff Feuerungen haben allen Anforderungen entsprochen, wenn man von Braunkohlenbrikett-Wurff Feuerungen auf Schlepddampfern absieht. Da sich aber die selbst-

¹⁾ Diese ist bereits auf dem Hapag Dampfer „Hamburg“ eingeführt worden.
Bleibtreu, Kohlenstaubfeuerungen. 2. Aufl.

tätige Beschickung auf Lokomotiven (s. S. 453/5) durchgesetzt hat¹⁾, so scheint es nicht ausgeschlossen, daß sie sich auch für Schiffskessel zu einem brauchbaren Apparat entwickeln läßt. Sollte das gelingen, so hat die Rostfeuerung vor dem Staubbetrieb von vornherein den Vorteil voraus, daß die Aufbereitung wegfällt, während der Wirkungsgrad etwa gleich sein würde. Es wäre daher erwünscht, wenn zwischen Staub- und selbsttätiger Rostfeuerung ein ähnlicher Wettkampf wie z. Zt. in der Landpraxis entstünde. Damit würde die Entwicklung beider Feuerungsarten gefördert werden.

c) Gegenüber Ölfeuerung ist die Wettbewerbsfähigkeit der Staubfeuerung in der Regel noch am größten, weil das Brennstoffkonto etwa halbiert wird, ohne daß wie bei Handfeuerung die Kesselleistung zurückgeht. Mit dem Übergang zum Staubbetrieb nimmt der Laderaum ab. Wie stark dadurch die Wirtschaftlichkeit des Schiffes beeinträchtigt wird, kann nur fallweise entschieden werden. Bei Kriegsschiffen dürfte der Ölbetrieb schon wegen des bei der Staubfeuerung unerreichbaren großen Aktionsradius beibehalten werden.

c) Zusammenfassung.

Die Staubfeuerung ist im Gegensatz zur Landpraxis noch nicht ganz aus dem Versuchsstadium getreten, wenn mit der „Mercer“ auch der Nachweis völliger Seetüchtigkeit erbracht wurde. Die Aufbereitung muß den Eigenarten des Bordbetriebes noch besser angepaßt werden. Bei Zylinderkesseln bestehen bei Kohlen mit Schlackenfließpunkten unter rd. 1200^o noch Schwierigkeiten. Umstellungswürdig dürften in erster Linie größere Schiffe mit Ölheizung sein. Besondere Bedeutung verspricht die Staubfeuerung bei Neuanlagen zu erlangen, wenn wie in der Landpraxis billige, leistungsfähige, zuverlässige Hochdruck-Sonderkessel entwickelt werden. Von ihnen ist zu erhoffen:

1. Unterbringung leistungsfähiger, im Brennstoff sparsamer Kessel auf kleinem Raum (Schnelldampfer).

2. Verbilligung und geringerer Platzbedarf der gesamten Kessel- und Maschinenanlagen.

3. Wachsende Wettbewerbsfähigkeit gegenüber Motorschiffen.

Namentlich der letzte Grund sollte für das kohlenreiche und ölarme Deutschland Anlaß genug sein, die Entwicklung so zu fördern, daß die Staubfeuerung im Schiffs-Dampfbetrieb eine ähnliche Umwälzung wie in großen Landkraftwerken hervorruft.

¹⁾ Bleibtreu: Arch. Wärmewirtsch. 9 (1928), Nr. 5, S. 139/41.

IV. Staubfeuerungen für Zentralheizungen.

Die Umstellung normaler Niederdruck-, Warmwasser- oder Heißluftheizungen für Wohn- oder Geschäftshäuser blieb bisher auf Einzelfälle beschränkt. Unter diesen ist eine Ausführung von Hermsdorf in Braunschweig zu nennen. Seit einer Anzahl von Jahren vertreibt eine Kohlengrube bei Seattle, Wash. (Ver. Staaten) auf der Zeche hergestellten Staub in Behälterwagen an ein Schwimmbad und Private. Ferner hat sich vor kurzem in Richmond, Va. (Ver. Staaten) eine Gesellschaft gebildet, um eine für beliebige Heizkessel geeignete Staubfeuerung in Wohnhäuser einzubauen und diese regelmäßig mit Staub zu beliefern.

Die Umstellung des Kessels bereitet keine Schwierigkeiten. Wie beim Übergang von Koks zu Gas oder Öl genügt es, wenn die Rosten entfernt oder abgedeckt werden, und der Brennraum teilweise mit feuerfesten Steinen ausgekleidet wird. Die vor dem Kessel aufzustellende kompakte Ausrüstung besteht aus einem luftdichten Staubbehälter, einer Speisevorrichtung (Schnecke, Tellerspeiser oder Schüttelspeiser) und wie bei Ölfeuerungen aus einem kleinen Ventilator. Dieser und die Speisevorrichtung werden von einem kleinen Elektromotor angetrieben. Das Staubluftgemisch wird in der üblichen Weise durch einen einfachen Brenner in den Kessel eingeblasen. Der Staub wird in Papiersäcken oder tragbaren Behältern angeliefert. Bei größeren Heizanlagen (öffentliche Gebäude) empfehlen sich Staubwagen nach Abb. 99. Sie werden mit Hilfe von Preßluft entleert. In Brennernähe befindet sich eine Leuchtgas-Stichflamme. Die Feuerung wird von einem Relais an- und abgestellt, das wie bei Ölfeuerungen seine Impulse sowohl von einer Uhr mit willkürlich einstellbaren Heizzeiten als auch von einem Thermostaten erhält. Beim Anzünden bewirkt das Relais zunächst eine Vergrößerung der Stichflamme, damit der Staub sicher zündet. Gleichzeitig wird der Motor für Speiser und Ventilator eingeschaltet. Die Zündung setzt sofort und ohne merkliche Verpuffung ein. Nach Ablauf einer gewissen Zeit geht die Stichflamme selbsttätig wieder auf ihre ursprüngliche Größe zurück. Während der eigentlichen Heizzeit wird die Feuerung vom Thermostat je nach dem Heizbedarf in längeren oder kürzeren Abständen ab- und angestellt, wobei die in den ff. Steinen aufgespeicherte Wärme für rauchfreie Verbrennung beim Zünden sorgt und außerdem den Kessel vor zu scharfen Belastungen schützt.

Bei Heizungen in Ein- oder Zweifamilienhäusern genügt eine allwöchentliche Füllung des Staubbehälters. Bei dieser Gelegenheit wird die Asche aus der Brennkammer entfernt. Die Richmonder Gesellschaft unterzieht allen Staub einem Inertisierungsverfahren, um Selbstentzündung des Staubes bei längerem Lagern zu verhindern.

Alle Kohlenarten bis hinunter zu 15 vH flücht. Bestandteilen können benutzt werden. In Mitteldeutschland und Berlin wäre vor allem an Grudekoksstaub und Braunkohlenstaub zu denken; der letztere käme auch für die Kölner Gegend in Betracht.

Die zu erwartenden Vorteile gegenüber Koksheizung sind:

1. Fortfall des alltäglichen Füllens und Reinigens der Feuerung; diese Arbeit ist bekanntlich weder beim „Hausherrn“ noch bei den Dienstboten beliebt.

2. Bedeutend geringerer Wärmearaufwand, weil der Wirkungsgrad höher ist, die Regelung schärfer ist, daher Überheizen vermieden wird und die Verluste in der abgestellten Heizung fortfallen (nachts).

3. Verwendung von Brennstoffen, deren Wärmepreis nicht höher und meist sogar bedeutend niedriger als bei Koks ist (Zahlentafel 48).

Zahlentafel 48. Kohlenpreise frei Zeche bzw. Grube.

	Preis in M/t	Abgerundeter unterer Heizwert	Wärmepreis M/1 × 10 ⁶ kcal
I. Rhein.-Westfälische Steinkohlen:			
Magerkohlen:			
Nuß IV bis III	19—27	7500—7800	2,5—3,6
Feinkohle	11—14	7300	1,5—1,9
Eßkohlen:			
Nuß IV bis III	19—26	7500	2,5—3,5
Feinkohle	13,50	7200	1,9
Fettkohlen:			
Nuß IV bis III	20—22	7500	2,7—3,0
Feinkohle	18	7200	2,5
Gas- und Gasflammkohlen:			
Förderkohle	17—22	7200	2,4—3,1
Nuß IV bis III	20—22	7300	2,7—3,0
Feinkohle	15	7200	2,1
Koks:			
Stückerkoks	25	7000	3,6
Koksgrus	7	6000	1,2
II. Oberschlesische Steinkohle .			
Nuß I bis II	15—17	7000	2,1—2,4
Staubkohle	5—7	6000	0,8—1,2
III. Braunkohlen:			
Mitteldeutsche Förderkohle .	3,4	2200	1,5
Rheinische „	2,5	1800	1,4
Mitteldeutsche Brikette . . .	12,8	4800	2,7
Rheinische „	10,9	4800	2,3
Rhein. blasfertiger Staub . .	11,5	5000	2,3
Mitteldeutscher Schwelkoks ¹⁾	1,4 ²⁾		
	14,0 ³⁾	6500	0,21—2,1

¹⁾ Rosin: a. a. O. ²⁾ Bei 10 vH Teerausbeute.

³⁾ Bei 4 vH Teerausbeute.

Gegenüber Ölheizung hat die Staubfeuerung den Vorteil billigerer Brennstoffpreise; außerdem fällt das lästige Geräusch der Ölflamme fort.

Wenn auch noch keine längeren Erfahrungen vorliegen, so verdient die Staubfeuerung für Braunkohlenreviere, die Absatz für ihren Staub oder Grudekoks suchen oder für Gegenden mit hohen Kokspreisen ernsthafte Beachtung. Bedenken wegen der Sicherheit dürften nicht berechtigt sein; eine andere Frage ist allerdings der Staubanfall; hierüber können nur Versuche aufklären.

V. Die Staubfeuerung im Rahmen der deutschen Brennstoffwirtschaft.

a) Steinkohlenbergbau.

Die Staubfeuerung besitzt:

- a) die Fähigkeit, feinkörnige oder aschereiche Kohlen zu verarbeiten, die für Rostfeuerungen oder Gaserzeuger wenig oder garnicht geeignet sind.
- b) verhältnismäßig geringe Empfindlichkeit gegen Brennstoffwechsel.

Aus a) folgt:

1. Die Wirtschaftlichkeit der Maschinenarbeit (Schrämmaschinen), bei der bekanntlich der Feinkohlenanfall größer als bei Handbetrieb ist, wird erhöht.

2. Vermehrtes Angebot von Koksofengas (Fergas) und der begehrten hochwertigen Kohlensorten durch Umstellung der Grubenbetriebe auf nicht absetzbare Sorten.

3. Vermehrte Verwendung der Trockenabscheidung (Wind-sichtung); damit Entlastung der Naßwäsche und Verminderung des Schlammanfalls.

4. Wiederbelebung der Magerkohlen-Randzechen des Ruhrgebiets.

Aus b) folgt:

5. Entlastung des Sortenmarktes, da die Versorgung der Kunden bei Verknappung gewisser Sorten durch Übergang zu andern Sorten erleichtert wird.

Aus 2. und 5. folgt ferner:

6. Festigung des Absatzes in den von ausländischer Kohle umstrittenen Gebieten und im Ausland.

^ Aus dem hohen Wirkungsgrad der Staubfeuerung auch bei billigen Sorten folgt:

7. Vergrößerung des Wettbewerbsradius der billigeren Sorten.

Aus der Verwertbarkeit des auf längerem Transport entstehenden Abriebs folgt:

8. Erhöhung der Exportfähigkeit der zu Abrieb neigenden Kohlen; hierzu gehören vor allem die weniger gasreichen Kohlen bis zur Fettkohle.

b) Braunkohlenbergbau.

Die Staubfeuerung ermöglicht:

1. die Verwendung der in den Brikettfabriken anfallenden Staubmengen auf benachbarten Kraftwerken oder in industriellen Öfen, auf Lokomotiven und vielleicht auch in häuslichen Feuerungen.

2. Die Verwendung von Halbkoks und damit die Ausdehnung der Schwelindustrie.

3. Verwendung sandiger, schlecht brikettierbarer Kohlen.

Durch Veränderung des Staubzusatzes zur Brikettierkohle und durch besondere den Brikettfabriken angegliederte Staubaufbereitungsanlagen, die gebrauchsfertigen Staub aus Rohkohle herstellen, läßt sich ein Ausgleich zwischen Nachfrage und Angebot herstellen.

c) Verbraucher.

Die wirtschaftliche Bedeutung der Staubfeuerung für die Verbraucher kann vor allem auf Verbilligung der Wärmekosten, größerer Unabhängigkeit beim Kohleneinkauf, Leistungssteigerung, Maschinisierung des Betriebes und Verbilligung des Kapitaldienstes beruhen.

Das größte Absatzfeld werden voraussichtlich die Großkraftwerke; sie werden mengenmäßig in kurzer Zeit sogar die Zementindustrie überholt haben. Aussichtsreich ist ferner die Entwicklung bei industriellen Dampfkesseln. Weniger lebhaft läßt sich die Verbreitung bei Industrieöfen an. Wenn auch dort der Sättigungspunkt noch nicht erreicht worden ist, so macht sich doch zur Zeit in Verbraucherkreisen im Hinblick auf die in der Entwicklung begriffene Ferngasversorgung — abgesehen von noch im Fluß befindlichen Preisverschiebungen — eine gewisse Zurückhaltung geltend.

Bei Lokomotiven ist eine über die Braunkohlengebiete hinausgehende Bedeutung vorläufig nicht zu erwarten. Dagegen ist die selbsttätige Rostbeschickung versprechend.

Aussichtsreicher ist der Schiffsbetrieb; die Staubfeuerung scheint befähigt zu sein, die Stellung der Kohle gegenüber den aus dem Ausland bezogenen Treib- und Heizölen zu festigen.

d) Brennstoffe.

Wie Zahlentafel 48 zeigt, besitzen unter den Ruhrkohlen die Feinkohlen der Mager- und Eßkohlenklasse die niedrigsten Wärmepreise; sie lassen sich ziemlich gut mahlen, ohne in der Regel getrocknet werden zu müssen; sie besitzen bei verhältnismäßig niedrigem Aschegehalt ziemlich hohe Aschenschmelzpunkte und eignen sich, soweit sie über

12 vH flücht. Bestandteile besitzen, auch für Kesselbetriebe mit Belastungsschwankungen, wenn für gute Flammenturbulenz gesorgt wird¹⁾.

Die zur Fett- und Gaskohlenklasse gehörenden Feinkohlen erzielen höhere Preise und kommen wegen ihrer Eignung für Kokereien und Gasfabriken für Staubfeuerungen selten in Betracht¹⁾.

Gasflammkohlen sind meistens aschereicher, und trocknungsbedürftiger als Eßkohlen, auch nicht so leicht zu mahlen wie diese, aber wegen ihres Gasgehalts für Staubfeuerungen recht geeignet¹⁾. Sie kommen jedoch weniger für Dampfkessel als für Industrieöfen in Betracht. Bei diesen ist auch an Mischungen von Gasflamm- und Magerkohlen zu denken.

Koks, Koksgrus, Koksasche, Flugkoks und Petrolkoks zünden und brennen bei nicht stark schwankendem Betrieb zwar befriedigend und oft sogar besser als Magerkohlen; nachteilig sind der hohe Kraftbedarf und die niedrigen Durchsatzmengen der Mühlen; die Instandhaltungskosten der Aufbereitung sind etwa doppelt so hoch wie bei Eßkohlen.

Braunkohlenstaub, entweder der Brüden- oder Innenentstaubung der Brikettwerke entnommen oder unmittelbar aus Rohkohle hergestellt, besitzt zwar ausgezeichnete Brenneigenschaften und wie im Fall rheinischer Braunkohle neben niedrigem Aschengehalt hohe Aschenschmelzpunkte. Sein Wärmepreis ist jedoch infolge der Aufbereitung stets höher als bei Rohkohlen. Es müssen also wie bei Großkraftwerken, die auf der Grube errichtet werden, schon andere Vorteile der Staubfeuerung hinzutreten, um Braunkohlenstaub gegenüber Rohkohlen wirtschaftlich zu machen. Erst oberhalb einer gewissen zwischen Grube und Verbraucher liegenden Entfernung sinkt der Wärmepreis von Staub unter den von Rohkohle. Diese Entfernung ist um so geringer, je niedriger der Gesteinspreis der Rohkohle frei Tagebau ist; sie liegt etwa zwischen 50 und 90 km. Aber auch oberhalb dieser Grenzen ist die Wirtschaftlichkeit von Braunkohlenstaub nur sehr bedingt vorhanden.

Wie aus Abb. 104 hervorgeht, kann Magerfeinkohle bei einem Preis von 11—12 M/t frei Grube mit Braunkohlenstaub im Braunkohlenrevier selber oder in seiner Nähe noch konkurrieren, wenn der Anfuhrweg von der Zeche 100—170 km beträgt. Dabei ist für die Magerkohle eine ziemlich kleine Aufbereitungsanlage mit verhältnismäßig hohen Aufbereitungskosten zugrunde gelegt. Bei Großverbrauchern kann der Wettbewerbsradius der Magerfeinkohle auf 300 km steigen²⁾. Daraus folgt, daß sich die wirtschaftliche Reichweite von Ruhr-Magerfeinkohle bis in die Nähe des mitteldeutschen Braunkohlengebiets erstreckt. Das gilt jedoch nur für ortsfeste Dampfkessel mit nicht zu großen Belastungsschwankun-

¹⁾ Schulte, Fr.: Wärme 50 (1927), Nr. 43, S. 747/9.

²⁾ Rosin: Braunkohle (1927) Nr. 18, S. 387f.

gen. Bei Feuerungen, die gasreiche, aschearme Kohlen verlangen, wie z. B. gewisse Industrieöfen der Verfeinerungsindustrien, kann der Wettbewerbsradius von Braunkohlenstaub den von Briketten erreichen und in Einzelfällen sogar übertreffen. Rheinischer Braunkohlenstaub findet daher in der Industrie trotz der Nähe des Ruhrgebiets bereits weitgehende Verwendung¹⁾. Eine ähnliche Entwicklung ist in Mitteldeutschland und der Lausitz zu erwarten, vor allem wenn die Kleinöfen weiter entwickelt werden.

Im Gegensatz zu Braunkohlenstaub besitzt am Verbrauchsort gemahlener Schwelkoks nach Rosin einen großen Wettbewerbsradius. Die Schwelkoksstaubfeuerung kann von 6 vH Teerausbeute ab gewinnbringend und bei 10 vH sehr lohnend sein²⁾. Dabei fällt die schlechtere Mahlbarkeit gegenüber Braunkohlenstaub kaum ins Gewicht. Ein sehr ernstliches Bedenken gegen Schwelkoks, seine leichte Entzündlichkeit, scheint inzwischen behoben worden zu sein.

e) Forderungen.

Daß die Staubfeuerung lebensfähig ist, werden auch diejenigen, die ihr noch vor 7 und mehr Jahren zum mindesten skeptisch gegenüberstanden, nicht mehr bestreiten können. Auch wird wohl niemand mehr bezweifeln, daß weder die technische Entwicklung noch die Verbreitung der Staubfeuerung am Ende der Entwicklung angelangt sind. Der Fortschritt wäre wohl noch schneller gewesen, wenn sich ihm nicht bis zum heutigen Tage eine Anzahl von Hemmungen in den Weg gestellt hätte. Auf diese muß daher zum Schluß kurz eingegangen werden.

Wie alles Ungewohnte, so stieß auch die Staubfeuerung noch vor nicht allzu langer Zeit auf gefühlsmäßige Ablehnung; nicht selten wurde sogar von „Bluff“ gesprochen. Diese Einstellung wäre schließlich belanglos gewesen, wenn sie nicht vom „grünen Tisch“ her durch „grundsätzliche Betrachtungen“ genährt worden wäre. Die Rückkehr zur Verfeuerung grüner Kohle schien selbst in Staubform Gedankengängen zuwider zu laufen, die auf die „allgemeine Vergasung“ oder die „reine Gaswirtschaft“ der Hüttenwerke unter ausschließlicher Energieerzeugung durch die thermisch hochwertige Gasmaschine abzielten. Die lebendige Technik läßt sich aber nicht in starre „Grundsätze“ einzwängen. Heute erweist sich die Staubfeuerung als wertvolle Ergänzung der Gaswirtschaft.

Eine andre Hemmung ist die Zurückhaltung bei der Bekanntgabe von Betriebserfahrungen. Wenn die Geheimniskrämerei auch im allgemeinen glücklich überwunden worden ist, so wäre doch eine rück-

¹⁾ Kaspers: 6. techn. Tagung d. Deutsch. Braunkohlen-Ind.-Vereins, Halle 1927.

²⁾ Rosin: a. a. O.

haltlosere Bekanntgabe auch der ungünstigen Erfahrungen von seiten der Hersteller und Verbraucher erwünscht. Gerade aus Fehlschlägen ist am meisten zu lernen. Das Schrifttum ist zwar reich an zusammenfassenden, häufig allzusehr an der Oberfläche bleibenden Aufsätzen aus der Feder von Leuten, die mit Staubfeuerungen nur flüchtig in Berührung kommen. Dagegen läßt der Erfahrungs- und Meinungsaustausch der im praktischen Betrieb stehenden Ingenieure noch zu wünschen übrig. Vorbildlich ist die alljährlich veröffentlichte Berichtsammlung der Vereinigung der amerikanischen Großkraftwerke (National Electric Light Association). Die ungeschönte Wiedergabe der Betriebserfahrungen auf den einzelnen Werken trägt zum Fortschritt weit mehr bei, als die üblichen wärme- und feuerungstechnischen Aufsätze. Die Entwicklung ist nachgerade so weit gediehen, daß an die Verfeinerung der Einzelheiten gegangen werden muß; um so mehr sollte nun die Praxis das Wort haben.

Noch immer mehrt sich die Zahl der Firmen, die sich mit der Herstellung von Staubfeuerungen befassen. Sie verkennen dabei häufig das für den Erfolg nötige Maß von Erfahrungen. Die Folge sind Fehlschläge und Enttäuschungen.

Ein anderes Übel ist die Hochflut von Patenten, die in den letzten Jahren erteilt wurden. Einer gesunden Weiterentwicklung wäre vielleicht besser gedient, wenn die amtlichen Stellen bei der Erteilung von Schutzrechten mehr Zurückhaltung an den Tag legten. Für die Praxis aber gilt das Wort Guldners „weniger erfinden und mehr konstruieren“. Oft befindet man sich bei Selbstverständlichkeiten in dauernder Angst vor ungewollten Umgehungen.

Vielfach suchen Hersteller und Verbraucher noch ihren Stolz darin, ohne Anlehnung an Vorbilder „von Grund an aufzubauen“. Manche Doppelarbeit, manche teuren und vergeblichen Versuche hätten vermieden werden können, wenn bekannte und oft schon viele Jahre zurückliegende Erfahrungen beherzigt und das Bewährte übernommen worden wäre. Beides widerspricht durchaus nicht einem in gesunden Bahnen gehaltenen Fortschritt.

Zum Schluß sei nochmals auf die Aufgaben hingewiesen, die der technischen Forschung zufallen. Die Vorgänge bei Aufbereitung und Verbrennung bedürfen noch in vielen Punkten der Klärung und Vertiefung. Dabei sollte Gegen- und Nebeneinanderarbeiten vermieden werden. Es wäre daher erwünscht, wenn sich die verschiedenen Forschungsstätten nach Fühlungnahme mit Fachleuten der einzelnen Sondergebiete über ein Arbeitsprogramm verständigten; die Ergebnisse würden zweckmäßig bei einer Zentralstelle zusammenlaufen, die sie sichtet und veröffentlicht, und die außerdem mit den ausländischen Forschungsstellen in Verbindung steht.

	Seite
road S. 469. — 6. Versuche der AEG und der Studiengesellschaft in Kassel S. 469.	
d) Beurteilung der Staubfeuerung	470
III. Staubfeuerung auf Schiffen	475
a) Versuche	475
b) Gesichtspunkte für die Weiterentwicklung	479
1. Aufbereitung an Land oder an Bord? S. 479. — 2. Kesselart S. 480. — 3. Vergleich mit Rost- und Ölheizung S. 481.	
c) Zusammenfassung	482
IV. Staubfeuerungen für Zentralheizungen	483
V. Die Staubfeuerung im Rahmen der deutschen Brennstoff- wirtschaft	485
a) Steinkohlenbergbau	485
b) Braunkohlenbergbau	486
c) Verbraucher	486
d) Brennstoffe	486
e) Forderungen	488
Sachverzeichnis	490

Druckfehlerberichtigung.

Seite 49, Zeile 5 von unten lies: „ B_{\max} erhöht sich dabei von dG_0 auf dG_1 “
statt „. . . dG auf dG_1 “.

Seite 68 lies in Formel (11)

$$q_N = \frac{q + q_K}{1 + \frac{q_K}{585}} \text{ WE/kg Wasser}$$

statt „. . . Kcal/kg Wasser“.

Seite 99, Zeile 6 von oben lies: „. . . gepreßten Stahlwalzen“.

Sachverzeichnis.

- Abbrand 281, 312, 335.
Abgaswege 388.
Abhitzeverwertung 223, 259, 278, 303,
312, 313, 329, 345, 357, 387, 429,
446.
Agglomerieröfen 245.
Anheizzeiten 279, 283, 291, 295, 305,
306, 311, 321, 352, 418, 464, 469.
Asche.
— Einfluß auf Verbrennung 44.
— Eisengehalt der 17, 280.
— Fließpunkt der 17, 51, 373, 374,
375, 376, 410, 421, 475, 476, 479,
482.
— Flugasche 19.
— Schäden durch 8, 18, 19, 44, 192, 256,
272, 280, 286, 288, 290, 321, 329,
346, 354, 359, 365, 369, 375, 377,
392, 409, 434, 464, 468, 470, 471,
479.
— Schmelzbarkeit der 16.
— Schmelzpunkt der 18, 471.
— Schwefelgehalt der 17, 19, 254, 303.
— Verluste in der 413.
— Verteilung nach Korngrößen 15.
— Zusammensetzung der 15, 280, 413.
Aufbereitung s. a. Aufbereitungsanlage.
— von Brennstoffrückständen 90.
— von Kohlenstaub 7, 56.
Aufbereitungsanlage.
— Anlagekosten 156, 403, 425, 426.
— Anordnung 145.
— Belegschaft 163.
— Betrieb 163.
— Betriebsvorschriften 165.
— Brandgefahr 164.
— Bunker 157.
— Direktes Verfahren 56, 145, 239,
332, 361, 408.
— Elektrische Einrichtungen 159.
— Entladung der Rohkohle 157.
— Entstaubung 160.
— Explosionen 164.
— Förderung 157.
Aufbereitungsanlage.
— Gebäude 156.
— Größe 145.
— Heizung 163.
— Indirektes Verfahren 56, 145, 239,
403.
— Kraftbedarf 163.
— Ort 145.
— Platzbedarf 156, 407.
— Statistik 163.
— Ventilatoren 163.
— Verbreitung des direkten u. in-
direkten Verfahrens 339.
— Wahl für ortsfeste Dampfkessel 400.
Aussichten
— auf Schiffen 482, 486.
— bei Lokomotiven 473/5, 486.
— in Großkraftwerken 446/51, 486.
— in industriellen Betrieben 445/6,
486.
Bandagenwalzwerke, Öfen für 298.
Bandeisenwalzwerke, Öfen für 287.
Baustoffe s. feuerfeste Baustoffe.
Betriebssicherheit 235/7, 423, 458, 462.
Blechwalzwerke, Öfen für 286, 287.
Blechwärmöfen 288, 318, 321.
Brechwerke 56.
Brenner 212/23, 359/61.
Brennergeschwindigkeiten 213, 437.
Brennkohlenschwelkoks-Staubfeuerung
444, 447, 474, 481.
Brennraum s. a. u. Dampfkessel 45,
49/52.
Brennraumbelastungen 47/52, 352, 353,
373, 396, 456, 473, 477.
Brennstaub 9.
Brennstoffarten 8, 486.
Brennstoffwirtschaft, deutsche 485.
Brennzeit s. Verbrennung.
Briketttrieb 164.
Brüdenentstaubung 183.
Bunker 157, 164, 479.
Bunkerung 60, 157.

- Carborundum s. feuerfeste Baustoffe.
 Carburieren 9, 260.
 Chemische Industrie 243.
 Costello-Ofen 292.
 Decken, s. Feuerung.
 Doppelöfen für Feinblecherzeugung 288.
 Drahtwalzwerke, Öfen für 287.
 Drehrohröfen
 — zum Agglomerieren 245.
 — der chemischen Industrie 243.
 — für direkte Eisenerzeugung 247.
 — für Kalkwerke 239.
 — der Metallhüttenwerke 332.
 — zum Rösten von Eisenerzen 244.
 — der Zementindustrie 238.
 Durchweichungsgruben 286.
 Dampfkessel, ortsfeste.
 — Allgemeine Abmessungen 409.
 — Anlagekosten 424, 441, 450.
 — Bauausführung 427.
 — Belegschaft 419.
 — Betriebsbereitschaft 418, 448, 451.
 — Betriebsdauer, Einfluß der 415.
 — Betriebskosten 422, 441.
 — Betriebssicherheit 423.
 — Brenner s. a. Brenner 359/61.
 — Brennraum, bauliche Einzelheiten 359/73.
 — Brennraumbelastung, Grenzen der 373.
 — Brennstoffwechsel 424, 448.
 — Flammrohrkessel 354/9.
 — Gesamtanordnung 400/9.
 — Gestehungskosten 440, 441.
 — Hoch- u. Höchstdruckkessel 347, 353, 387, 417, 445, 446, 473.
 — Instandhaltung 421.
 — Kennziffern 384.
 — Kesselhausdienst 419.
 — Kraftbedarf 416.
 — Kühlflächen.
 — — Bau 367.
 — — Bedeutung bei Sonderkesseln 398, 399.
 — — Berechnung 383.
 — — Beschaffenheit des Speisewassers 377.
 — — Entwurf 381.
 — — Instandhaltung 421.
 — — Lebensdauer 376.
 — — Wärmeübergang 377.
 — — Wasserumlauf 380.
 Dampfkessel, ortsfeste.
 — Platzbedarf 407, 409.
 — Rauchgasreinigung 392/5.
 — Regelung des Zuges 231, 390.
 — Regelbarkeit 358, 418.
 — Schrägrohrkessel 341, 346.
 — Sonderkessel 349/54, 395/400, 444, 450.
 — Steilrohrkessel 342/9.
 — Stillstandszeiten 423.
 — Strahlungskessel 357.
 — Strahlungsüberhitzer 347, 385.
 — Überhitzer 387.
 — Umstellung alter Kessel 386, 389.
 — Verbreitung 339.
 — Verhalten im Betrieb 409/24.
 — Verluste 411.
 — Wahl der Aufbereitungsart 400.
 — Wasserrohrkessel 340/9.
 — Wirkungsgrade 410/18.
 — Wirtschaftlichkeit 440/5.
 — Zusatzverluste 413.
 Dampfspeicher 419, 446.
 Einsatzöfen 286, 287.
 Eisenbahnwagen s. Förderung.
 Eisenerzeugung, direkte 247.
 Eisengießereien, Öfen für 298.
 Entschlackung bei Dampfkesseln 352, 369/73.
 — bei Industrieöfen 222.
 — auf Lokomotiven 468, 471.
 Entstaubung der Rauchgase 392/5.
 Entstaubungsanlagen 160.
 Explosionen 140, 156, 158, 159, 161, 164/6.
 Faserkohle 16.
 Feinerz, Sinterung von 245.
 Feinheitsgrad s. Mahlfeinheit.
 Feinkohlen 4, 7, 447, 484.
 Ferngasversorgung 248, 297, 337, 445, 485, 486.
 Fertigöfen für Bleche 288.
 Feuchtigkeit 10, 44, 116, 117, 410, 412, 479.
 Feuerfeste Baustoffe.
 — Allgemeine Anforderungen 189.
 — Baustoffe 198.
 — Carborundum 199, 242.
 — Erweichungspunkt 189.
 — Gütevorschriften 200.
 — Magnesit 190, 196/9.
 — Maßhaltigkeit 202.

- Feuerfeste Baustoffe.**
 — Plastische Baustoffe 200, 202.
 — Prüfverfahren 200.
 — Quarzschiefer 199.
 — Raumbeständigkeit 195.
 — Schamotte 189, 195/7.
 — Schlackenangriff 193.
 — Schmelzpunkt 189/90.
 — Schutzanstriche 200, 202.
 — Silika 190, 195/8.
 — Sillinamit 199.
 — Standfestigkeit 196.
 — Temperaturwechsel 196.
 — Wärmeleitfähigkeit 191.
Feuerung.
 — Decken 202, 361, 363.
 — Entschlackungsvorrichtungen 222, 369/73, 471.
 — Gerüst 361.
 — Gewölbe 202.
 — Kühlrost 341, 353, 370.
 — Luftgekühlte Wände 341, 365/7, 373.
 — Mauerung 201.
 — Regelung 227.
 — Vollwände 364.
 — Wassergekühlte Wände 367/9, 373, 376.
Filterstaub 4, 164.
Flamme.
 — Länge 45.
 — Strahlung 47.
 — Stufung 55.
 — Temperaturen 5, 48.
 — Turbulenz 53.
Flammöfen der Eisenhüttenwerke 286, 298.
 — der Metallhüttenwerke 326.
Flammrohrkessel s. Dampfkessel.
Flüchtige Bestandteile s. a. Verbrennung 9, 42.
Flugasche s. Asche.
Flugaschenabscheidung 227, 391, 450.
Forderungen 488.
Förderung.
 — Druckförderung 132, 459, 479.
 — Pneumatische Förderung 61, 137, 157, 475.
 — Schneckenförderung 131, 453, 455, 461.
 — in Wagen 166, 483.
Forschung, Aufgaben der 18, 21, 29, 40/5, 47/8, 54, 67, 489.
- Gefügebestandteile der Kohle 16, 18, 21.**
Generatorgas 184, 334.
Gerüst s. Feuerung.
Gestehungskosten für 1 t Normaldampf 440, 441.
 — von Kohlenstaub s. Kohlenstaub.
Gewölbe s. Feuerung.
Gichtstaub, Sinterung von 245.
Glasindustrie 241.
Glühöfen
 — der Glasindustrie 242.
 — der Eisen- u. Stahlgießereien 303.
 — der Walzwerke 292.
Großkraftwerke 338, 339, 346, 350, 353, 375, 390, 394, 406, 416, 422, 426, 437, 444, 446/51.
- Hammerbrecher 57.**
Handsiebung 24, 31.
Heizflächenbelastungen 340, 341, 342, 343, 352, 353, 355, 374, 391, 398, 428, 434, 435, 467, 468, 470, 477.
Herde von Industrieöfen 222.
Herdöfen 257, 267, 298.
Hochöfen, Eisen- 245.
 — der Metallhüttenwerke 325.
Hochofengas 337.
Hohlwände 365/7.
- Initialzündler s. Verbrennung.**
Innen-Entstaubung von Brikettfabriken 183.
- Kalkindustrie 239.**
Kalzinierzone 238.
Karburierung von Gasen 260.
Kennlinien s. Kohlenstaub.
Keramische Industrie 243.
Kerntrockenöfen 307.
Kinyonpumpe s. Staubpumpe.
Kistenglühöfen s. Glühöfen.
Klassieren der Rohkohle 56.
Kleineisenzeugindustrie, Öfen für 313.
Kleinöfen 313.
Kohlenbrecher s. Brechwerke.
Kohlenpreise 484.
Kohlenschlamm, Trocknung von 80.
Kohlenstaub.
 — Brände von 164, 235.
 — Gestehungskosten 172.
 — Gewicht, spezifisches 157.
 — Kennlinien 26/31.
 — Mengemessung 228.

- Kohlenstaub.
 — Probenahme 20.
 — Verbrauch in Deutschland und Amerika 3.
 Koksöfen 248.
 Koksogas 336.
 Kombinierte Kohlenstaub-Rostfeuerung 431.
 Kraftwerke s. Großkraftwerke.
 Kratzbanköfen 298.
 Kühlflächen s. a. u. Dampfkessel 46/52
 343, 346, 349, 367, 373, **376**, 399,
 412, 416, 421, 429, 438, 471.
 Kühlrost s. Feuerung.
 Kuppelöfen 311.
 Lagerung von Kohlenstaub 11, 157,
 164.
 Lochpreßöfen 298.
 Lokomotiven.
 — Anheizzeiten 464, 469.
 — Betriebsbereitschaft 464.
 — Betriebssicherheit 458, 462.
 — Beurteilung 470/4.
 — Brenner für 217, 457.
 — Feuerbuchsenbelastung 467, 468,
 469, 470, 471, 472.
 — Hilfsbrenner für 462, 472.
 — Ölfeuerung 452.
 — Regelbarkeit 462, 472.
 — Rostbeschickungen, selbsttätige 452,
 453, 469, 474.
 — Rost- u. Staubfeuerung, gemischte
 453/55.
 — Staubfeuerungen, reine 455/62.
 — Stillstände 459, 462, 464, 466, 470,
 472.
 — Schwalbennester 464, 468, 469, 470,
 471, 473.
 — Versuchsergebnisse
 — — der A.E.G. u. der Studiengesell-
 schaft in Kassel 469.
 — — der Atchison, Topeka & Santa
 Fé Railroad 466.
 — — der Chicago & North Western
 Railway 463.
 — — der Delaware & Hudson Rail-
 road 462.
 — — der Lehigh Valley Railroad 469.
 — — der New York Central Lines 468.
 — Zündung 455, 456, 459.
 Lufterhitzer s. a. Lufterhitzung 223/6,
 388, 391, 409, 449.
- Lufterhitzung s. a. Lufterhitzer 51, 221,
 344, 359, 397.
 Luftgekühlte Wände 365/7, 373.
 Lufttherde 60.
 Luftüberschuß 6, 51, 374, 375, 390,
 398, 410, 411, **412**, 417, 433, 434,
 438, 465, 466, 471.
 Luftwege 388.
 Mahlfeinheit 20, 118, 409, 436, 472,
 477.
 Mahlung s. a. Mühlen.
 — Stufenmahlung 92, 93, 94, 125/8.
 — Vorbereitung 89.
 Mahltrocknung 62, 86, 107, 146, 400,
 477, 480.
 Mauerung s. Feuerung.
 Meßwesen 230.
 Metallhüttenwerke, Öfen in 325.
 Mühlen.
 — Anwendungsfelder 129.
 — Arten 90.
 — Anzahl je Anlage 148, 153.
 — Bethlehem-Pendelmühle 101.
 — Bonnot-Walzenmühle 96.
 — Doppelrohrmühle 94.
 — Dreiwalzenringmühle 99.
 — Durchsatzmenge 120.
 — Entstaubung 160.
 — Entwicklung der 125.
 — Fuller-Bonnot-Rohrmühle 94.
 — Fuller-Kugelmühle 96.
 — Größe der 153.
 — Hardinge-Rohrmühle 94.
 — Kent-Mühle 96.
 — Kraftbedarf der 112.
 — Maxecon-Mühle 96.
 — Raymond-Pendelmühle 98.
 — Reparaturen 124.
 — Rohrmühlen 93.
 — Roulette 97.
 — Schlägermühlen 91.
 — Schmiermittelbedarf 125.
 — Schwerkraftmühlen 91.
 — Speiser für 128.
 — Trieblose Mühle von Barthelmeß
 103.
 — Verbund-Rohrmühle 94.
 — Verschleiß 123.
 — Wälzmühlen 91, 95, 131.
 Muffelöfen 293.
 Mündungsgeschwindigkeiten 213, 437.
 Mutternpreßöfen 318.

- Nachtrocknung 12, 67, 86.
- Paketöfen** 268.
- Platinenwärmöfen** 288.
- Primärluft** 53, 213, 388, 476.
- Puddelöfen** 267.
- Quigley** s. Förderung (Druckförderung).
- Raffinieröfen** 330.
- Regelung der Feuerung** s. Feuerung.
- Regenerativkammern** 223, 256.
- Rekuperatoren** 223, 257.
- Retortenöfen** 333.
- Ringverteilung** s. Förderung, pneumatische.
- Rostbelastungen** 444, 449, 464, 465, 466, 467, 468, 469, 472.
- Rostfeuerungen** s. a. Wanderroste u. Unterschubrostfeuerungen 334, 345, 346, 349, 386, 411, 414, 416, 422, 424, 425, 429, 431, 433, 436, 440, 444, 447, 449, 452, 453, 455, 462, 472, 479, 481.
- Röstöfen für Eisenerze** 244.
- der Metallhüttenwerke 333.
- Rohrwalzwerke, Öfen für** 298.
- Rollöfen** 269, 298.
- Rußbläser** 55, 227, 278, 391, 471.
- Sandtrockenöfen** 307.
- Sauerstoffanreicherung der Verbrennungsluft** 260.
- Saugzuganlage, Kraftbedarf der** 387, 390, 393.
- Sekundärluft** 53, 212, 219, 341, 353, 359, 367, 437, 455, 456, 457, 462, 476.
- Selbstentzündung von Kohlenstaub** 11, 69, 480, 483.
- Siebanalyse** 24.
- Siebgeflechte** 21.
- Siebsichtung** 103, 119.
- Siemens-Martin-Öfen** 248.
- Silika** s. feuerfeste Baustoffe.
- Sintern von Feinerz u. Gichtstaub** 245, 333.
- Sonderkessel** s. Dampfkessel.
- Speiser für Kohlenstaub** 203/12, 229, 461.
- Spitzenlasten (Kraftspitzen)** 357, 411, 421, 437, 439, 446, 448.
- Stahlgießereien, Öfen für** 298.
- Stahlwerke, Öfen für** 248.
- Staubfilter** 160.
- Staubpumpe** 134.
- Staub-Zusatzfeuerungen** s. Zusatzfeuerungen.
- Steilrohrkessel** s. Dampfkessel.
- Stoßöfen** 269, 287, 298.
- Strahlungsheizflächen** s. Kühlflächen.
- Strahlungskessel** s. Dampfkessel.
- Strahlungsüberhitzer** 347, 385.
- Strecköfen** 242.
- Sturzöfen** 288.
- Schachtöfen zum Kalkbrennen** 240.
- zum Rösten von Erzen 244.
- Schamotte** s. feuerfeste Stoffe.
- Schiffe.**
- Anforderung an Mühlen 480.
- Aufbereitung an Bord 476, 477, 480.
- — an Land 475, 479.
- Brennstoffkonto bei Heizöl u. Kohlenstaub 478.
- Entwicklung 480, 482.
- Kesselart 475, 480.
- Vergleich mit Rost- u. Ölheizung 481.
- Versuche 475/9.
- Schlacke** s. Asche.
- Schlackenklumpen in Flamme** 272, 274.
- Schmelzpunkte** s. Asche u. feuerfeste Baustoffe.
- Schmiedöfen** 309.
- Schnecken** s. Förderschnecken u. Speiser für Kohlenstaub.
- Schornsteine** 227, 319, 388, 392.
- Schrägrohrkessel** s. Dampfkessel.
- Schwefel** 17, 254.
- Schweißöfen** 268, 286.
- Thermische Überlegenheit der Staubfeuerung** 416, 418.
- Tieföfen** 286.
- Tiegelschmelzöfen** 333.
- Tirefondöfen** 316.
- Topfglühöfen** 293.
- Torkretieren** 202.
- Trichterkühler** 238.
- Trockner** s. a. Trocknung.
- Abgastrockner 71.
- Anwendungsgebiete 89.
- Bauarten 71.
- Dampftrockner 81.
- Entstaubung 160.
- Feuergastrockner 71.
- Gegenstrom-Trommeltrockner 71.
- Gleichstrom-Trommeltrockner 75.
- Größe der 153.
- Röhrentrockner 81.

- Trockner s. a. Trocknung.**
 — Stehende Trockner 78.
 — Thermische Beurteilung 70.
 — Trommeltrockner 71.
 — Wärmebedarf 71, 76.
 — Wirkungsgrad 71.
 — Tellerrockner 81.
 — Zubehör 88.
Trocknung s. a. Trockner.
 — Allgemeines 12, 62.
 — Betriebsüberwachung 88, 164.
 — nach Fleißner 82.
 — Kühlung der Feuergase 83.
 — Luftkühlung 85.
 — Mahltrocknung s. d.
 — Nachtrocknung s. d.
 — Trocknungsarten 62.
 — Unterdruck, Einfluß von 69.
Trommelspeiser s. Speiser für Kohlenstaub.
Tunnelöfen
 — für Bleche 293.
 — für Ziegel 243.
Turbulenz 53/5, 344, 359, 361, 373, 376, 385, 410, 412, 457, 473, 476, 477, 480.
Unfallverhütung 235.
Unterschubrostfeuerungen 335, 336, 346, 411, 419, 426, 431, 449, 450, 481.
Verbrennung.
 — Brennraum-Temperaturen 51.
 — Brennzeit 45.
 — Dissoziation 45.
 — Flüchtige Bestandteile 42.
 — Gasstrahlung 47.
 — Initialzündler 41.
 — Kohlenwasserstoffe 39.
 — Korngröße 44.
 — Primärluft 53.
 — Pulsationen 54.
 — Pyrogenetische Zersetzung 38.
 — Regelbereich 50.
 — Rußbildung 39.
 — Schlackenfließpunkt 51.
 — Sekundärluft 53.
 — Strahlung 46/52.
 — Stufung 54.
 — Turbulenz 53/5.
 — Verbrennungsanlauf 53.
 — Wasserdampf 38.
 — Zersetzungsprodukte 42.
 — Zündstrecke 52.
 — Zündung 40.
Vergütungsöfen s. Glühöfen.
Verzinkungswannen 297.
Vollwände 364.
Vorbrecher 56.
Vorklassieren s. Klassieren.
Waagen für Kohlenstaub 229.
Walzenbrecher 57.
Wälzverfahren 332.
Wanderroste 423, 425, 430, 442, 443.
Wärmepreise 184, 484.
Wärmeübergang 349, 377, 379, 385, 428.
Wassergekühlte Wände 367/9, 373, 376.
Wasserrohrkessel s. Dampfkessel.
Windsichter s. a. Windsichtung.
 — geschlossene 110.
 — von Hardinge 108.
 — Kraftbedarf 107, 112, 127.
 — von Moodie-Pfeiffer 110.
 — offene 104.
 — Stufung 108, 120.
 — Vorschläge 127.
Windsichtung s. a. Windsichter 103, 119, 127.
Wirtschaftlichkeit in Hüttenwerken 334.
 — bei Dampfkesseln s. Dampfkessel.
Zementindustrie 238.
Zentralheizungen 483/5.
Ziegelbrennofen 243.
Zink-Topföfen 333.
Zinn-Topföfen 333.
Zittersiebe 60.
Zündung s. Verbrennung.
Zusatzfeuerungen.
 — Anwendungsgebiete 439.
 — Ausbesserungen 438.
 — bei Gasfeuerungen 428.
 — bei Kalkbrennöfen 241.
 — bei Rostfeuerungen 429.
 — bei Unterschubfeuerungen 431.
 — bei Wasserrohrkesseln 430.
 — Betriebsbereitschaft 436.
 — Entwicklung 438.
 — Kühlflächen bei 429, 438.
 — Leistungssteigerungen durch 434.
 — Regelung 429, 437.
 — Umbauten 431.
 — Wechselwirkung zwischen Staub- u. Rostfeuerung 432.
 — Wesen 427.
 — Wirkungsgrade 436.

Der Dampfbetrieb. Leitfaden für Betriebsingenieure, Werkführer und Heizer. Auf Veranlassung des Schweizerischen Vereins von Dampfkessel-Besitzern herausgegeben von E. Höhn, Oberingenieur. Mit 229 Abbildungen im Text und 10 Zahlentafeln. 240 Seiten. 1929. Kart. RM 6.—

Brand-Seufert, Technische Untersuchungsmethoden zur Betriebsüberwachung insbesondere zur Überwachung des Dampfbetriebes. Zugleich ein Leitfaden für Maschinenbaulaboratorien technischer Lehranstalten. Neu herausgegeben von Dipl.-Ing. Franz Seufert, Oberingenieur für Warmwirtschaft. Fünfte, verbesserte und erweiterte Auflage. Mit 334 Abbildungen, einer lithographischen Tafel und vielen Zahlentafeln. X, 430 Seiten. 1926. Gebunden RM 29.40

Regelung und Ausgleich in Dampfanlagen. Einfluß von Belastungsschwankungen auf Dampfverbraucher und Kesselanlage sowie Wirkungsweise und theoretische Grundlagen der Regelvorrichtungen von Dampfnetzen, Feuerungen und Wärmespeichern. Von Th. Stein. Mit 240 Textabbildungen. VIII, 389 Seiten. 1926. Gebunden RM 30.—

Die Dampfkessel nebst ihren Zubehörteilen und Hilfseinrichtungen. Ein Hand- und Lehrbuch zum praktischen Gebrauch für Ingenieure, Kesselbesitzer und Studierende von R. Spalckhaver, Reg.-Baumeister, Professor in Altona a. E., und Friedrich Schneiders †, Ingenieur in M.-Gladbach (Rhld.). Zweite, verbesserte Auflage unter Mitarbeit von Dipl.-Ing. A. Rüter, Oberingenieur und stellvertretender Direktor des Bayerischen Revisions-Vereins. Mit 810 Abbildungen im Text. VIII, 481 Seiten. 1924. Gebunden RM 42.50

F. Tetzner, Die Dampfkessel. Lehr- und Handbuch für Studierende technischer Hochschulen, Schüler höherer Maschinenbauschulen und Techniken sowie für Ingenieure und Techniker. Siebente, erweiterte Auflage von O. Heinrich, Studienrat an der Beuthschule zu Berlin. Mit 467 Textabbildungen und 14 Tafeln. IX, 413 Seiten. 1923. Gebunden RM 10.—

Amerikanische und deutsche Großdampfkessel. Eine Untersuchung über den Stand und die neueren Bestrebungen des amerikanischen und deutschen Großdampfkesselwesens und über die Speicherung von Arbeit mittels heißen Wassers. Von Friedrich Münzinger. Mit 181 Textabbildungen. VI, 178 Seiten. 1923. RM 6.—

Die Leistungssteigerung von Großdampfkesseln. Eine Untersuchung über die Verbesserung von Leistung und Wirtschaftlichkeit und über neuere Bestrebungen im Dampfkesselbau. Von Friedrich Münzinger. Mit 173 Textabbildungen. X, 164 Seiten. 1922. Gebunden RM 6.—

Höchstdruckdampf. Eine Untersuchung über die wirtschaftlichen und technischen Aussichten der Erzeugung und Verwertung von Dampf sehr hoher Spannung in Großbetrieben. Von Friedrich Münzinger. Zweite, unveränderte Auflage. Mit 120 Textabbildungen. XII, 140 Seiten. 1926. RM 7.20; gebunden RM 8.70

Werkstoff-Fragen des heutigen Dampfkesselbaues. Von Max Ulrich, Leiter der Abteilung für Maschinenbau einschließlich Metallographie an der Materialprüfungsanstalt an der Technischen Hochschule Stuttgart. Mit etwa 150 Textabbildungen. Etwa 160 Seiten.
Erscheint Anfang 1930

Die Chemie der Bau- und Betriebsstoffe des Dampfkesselwesens. Von Dipl.-Ing. R. Stumper, Vorsteher der chemisch-metallographischen Versuchsanstalt der Burbacher Hütte. Mit 101 Textabbildungen. XI, 309 Seiten. 1928. Gebunden RM 24.—

Anleitung zur Durchführung von Versuchen an Dampfmaschinen, Dampfkesseln, Dampfturbinen und Verbrennungskraftmaschinen. Zugleich Hilfsbuch für den Unterricht in Maschinenlaboratorien technischer Lehranstalten. Von Dipl.-Ing. Franz Seufert, Oberingenieur für Wärmewirtschaft. Achte, verbesserte Auflage. Mit 55 Abbildungen. VI, 161 Seiten. 1927. RM 3.60

Die Kondensation bei Dampfkraftmaschinen einschließlich Korrosion der Kondensatorrohre, Rückkühlung des Kühlwassers, Entölung und Abwärmeverwertung. Von Oberingenieur Dr.-Ing. K. Hoefler, Berlin. Mit 443 Abbildungen im Text. XI, 442 Seiten. 1925. Gebunden RM 22.50

Richtlinien für die Anforderungen an den Werkstoff und Bau von Hochleistungsdampfkesseln. Für die Mitglieder der Vereinigung der Großkesselbesitzer als Grundlage für die Bestellung, Materialabnahme und Bauüberwachung zusammengestellt. Ausgabe Januar 1928 mit Deckblättern April 1929. Herausgegeben von der Vereinigung der Großkesselbesitzer E. V. Charlottenburg. Mit zahlreichen Textfiguren. 70 zum großen Teil einseitig bedruckte Blätter. 1929. Kartoniert RM 4.50

Kesselbetrieb. Sammlung von Betriebserfahrungen, als Studie zusammengestellt vom Arbeitsausschuß für Betriebserfahrungen der Vereinigung der Großkesselbesitzer E. V. IV, 137 Seiten. 1927. Unveränderter Neudruck 1929. Gebunden RM 10.—

Der Kesselbaustoff. Abriß dessen, was der Dampfkessel-Überwachungs-Ingenieur von der Herstellung, den Eigentümlichkeiten und der Prüfweise des Baustoffs wissen muß. Anlaßlich eines Lehrganges auf der Gußstahlfabrik der Friedr. Krupp A.-G. gehaltene Vorträge von Dr.-Ing. Max Moser. Dritte, durchgesehene und ergänzte Auflage. Mit 143 Abbildungen. IV, 29 Seiten. 1928. RM 7.50

Die Sicherung geschweißter Nähte. Im Auftrag des Schweizerischen Vereins von Dampfkessel-Besitzern herausgegeben von E. Höhn, Oberingenieur. Mit 119 Abbildungen im Text und 7 Zahlentafeln. 100 Seiten. 1929. RM 3.—

Berechnung und Verhalten von Wasserrohrkesseln. Ein graphisches Verfahren zum raschen Berechnen von Dampfkesseln nebst einer Untersuchung über ihr Verhalten im Betriebe. Von Friedrich Münzinger. Mit 127 Abbildungen und 6 Zahlentafeln im Text, sowie 20 Kurventafeln in der Mappe. VIII, 125 Seiten. 1929. 4°. In Mappe RM 24.—

Brennstoff und Verbrennung. Von Professor Dr. D. Aufhäuser, Inhaber der Thermochemischen Versuchsanstalt zu Hamburg.

I. Teil: Brennstoff. Mit 16 Abbildungen im Text und zahlreichen Tabellen. V, 116 Seiten. 1926. RM 4.20

II. Teil: Verbrennung. Mit 13 Abbildungen im Text. IV, 107 Seiten. 1928. RM 4.20

Teil I und II in einem Band gebunden RM 10.—

Verbrennungslehre und Feuerungstechnik. Von Dipl.-Ing. Franz Seufert, Oberingenieur für Wärmewirtschaft. Zweite, verbesserte Auflage. Mit 19 Abbildungen, 15 Zahlentafeln und vielen Berechnungsbeispielen. IV, 128 Seiten. 1923. RM 2.60

Über wärmetechnische Vorgänge der Kohlenstaubfeuerung unter besonderer Berücksichtigung ihrer Verwendung für Lokomotivkessel. Von Dr.-Ing. Dipl.-Ing. Fritz Hinz. Mit 28 Textabbildungen. V, 77 Seiten. 1928. RM 7.50

Handbuch der Feuerungstechnik und des Dampfkesselbetriebes unter besonderer Berücksichtigung der Wärmewirtschaft. Von Dr.-Ing. Georg Herberg, Ingenieurbüro für Kraft- und Wärmewirtschaft, Stuttgart. Vierte, erweiterte Auflage. Mit 84 Textabbildungen, 118 Zahlentafeln sowie 54 Rechnungsbeispielen. XII, 447 Seiten. 1928. Gebunden RM 23.50

Dampfkesselfeuerungen für Braunkohle. Von Dipl.-Ing. E. Lenhart, Oberingenieur des Rheinischen Elektrizitätswerkes im Braunkohlenrevier A.-G. Köln, Kraftwerk Fortuna. Mit 65 Textabbildungen. IV, 117 Seiten. 1928. RM 12.—; gebunden RM 13.50

Die Gestaltung und Berechnung von Rauchgaswärmern (Economisern). Von Dr.-Ing. Lothar Possner. Mit 117 Textabbildungen, 2 Zahlentafeln und zahlreichen Rechnungsbeispielen aus der Praxis. V, 152 Seiten. 1929. RM 14.50; gebunden RM 16.—

Die Aschebeseitigung in Großkesselanlagen. Im Auftrage des Technischen Ausschusses der Deutschen Gesellschaft für Gewerbehygiene unter Mitwirkung von A. Pasch, D. Andresen, M. Schimpf nebst Beiträgen von F. Budde und Dr. A. Rosebrock, bearbeitet von A. Rühl, Ministerialrat im Preußischen Ministerium für Handel und Gewerbe, und R. Schulte, Direktor des Dampfkesselüberwachungsvereins der Zechen im Oberbergamtsbezirk Essen. Mit 23 Abbildungen. V, 46 Seiten. 1928. RM 4.80 (Schriften aus dem Gesamtgebiet der Gewerbehygiene. Herausgegeben von der Deutschen Gesellschaft für Gewerbehygiene. Neue Folge. Heft 22.)

O. A. Essich, Die Ölfeuerungstechnik. Dritte, vermehrte und verbesserte Auflage herausgegeben von Dipl.-Ing. H. Schönian und Dr.-Ing. G. Brandstätter. Mit 253 Textabbildungen. VI, 128 Seiten. 1927. RM 8.—

Reutlinger-Gerbel, Kraft- und Wärmewirtschaft in der Industrie. In zwei Bänden.

Erster Band: Allgemeine wirtschaftliche Gesichtspunkte. Von Dr.-Ing. Ernst Reutlinger, Vorstand der Ingenieurgesellschaft für Wärmewirtschaft A.-G., Köln. Unter Mitwirkung von Oberbaurat Ing. M. Gerbel, beh. aut. Zivilingenieur für Maschinenbau und Elektrotechnik, Wien. Gleichzeitig dritte, vollständig erneuerte und erweiterte Auflage von Urbahn-Reutlinger, Ermittlung der billigsten Betriebskraft für Fabriken. Mit 109 Textabbildungen und 53 Zahlentafeln. V, 264 Seiten. 1927. Gebunden RM 16.50

Zweiter Band: Spezielle Kraft- und Wärmewirtschaft in den einzelnen Industrien. Von Oberbaurat Ing. M. Gerbel, beh. aut. Zivilingenieur für Maschinenbau und Elektrotechnik, Wien, und Dr.-Ing. Ernst Reutlinger, Vorstand der Ingenieurgesellschaft für Wärmewirtschaft A.-G., Köln. Dritte Auflage in Vorbereitung.

Einführung in die Lehre von der Wärmeübertragung.

Ein Leitfaden für die Praxis von Dr.-Ing. Heinrich Gröber. Mit 60 Textabbildungen und 40 Zahlentafeln. X, 200 Seiten. 1926. Gebunden RM 12.—

Die Wärmeübertragung. Ein Lehr- und Nachschlagebuch für den praktischen Gebrauch. Von Professor Dipl.-Ing. M. ten Bosch, Zürich. Zweite, stark erweiterte Auflage. Mit 169 Textabbildungen, 69 Zahlentafeln und 53 Anwendungsbeispielen. VIII, 304 Seiten. 1927.

Gebunden RM 22.50

Neue Tabellen und Diagramme für technische Feuer-gase und ihre Bestandteile von 0° bis 4000° C mit Einschluß der Dissoziation nebst Begründung und Anwendungen. Von Professor Dipl.-Ing. W. Schüle. Erstes Beiheft zu „Technische Thermodynamik“. Mit 51 Textabbildungen und 2 Tafeln. VI, 116 Seiten. 1929. RM 11.50; gebunden RM 13.—

Abwärmeverwertung zu Heiz-, Trocken-, Warmwasserbereitungs- und ähnlichen Zwecken. Von Ing. M. Hottinger, Privatdozent, Zürich. Mit 180 Abbildungen im Text. X, 240 Seiten. 1922.

RM 8.—; gebunden RM 10.—

Die Abwärmeverwertung im Kraftmaschinenbetrieb mit besonderer Berücksichtigung der Zwischen- und Abdampfverwertung zu Heizzwecken. Eine wärmetechnische und wärmewirtschaftliche Studie. Von Dr.-Ing. Ludwig Schneider. Vierte, durchgesehene und erweiterte Auflage. Mit 180 Textabbildungen. VIII, 272 Seiten. 1923.

Gebunden RM 10.—

Die Heizerschule. Vorträge über die Bedienung und die Einrichtung von Dampfkesselanlagen. Ein Lehrbuch zur Ablegung der staatlichen Heizerprüfung nach den vom Reichswirtschaftsministerium aufgestellten Richtlinien von F. O. Morgner, Regierungs-Gewerberat, Leiter der Heizer- und Maschinistenkurse in Chemnitz. Fünfte, umgearbeitete und vervollständigte Auflage. Mit 169 Textabbildungen. IX, 171 Seiten. 1929. RM 5.10