

М.И.АГОШНОВ

Г.М.МАЛАХОВ

ПОДЗЕМНАЯ
РАЗРАБОТКА
РУДНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ

М. И. АГОШКОВ, Г. М. МАЛАХОВ

ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

*Допущено Министерством высшего
и среднего специального образования СССР
в качестве учебного пособия
для студентов горных специальностей
высших учебных заведений*



ИЗДАТЕЛЬСТВО „НЕДРА”
Москва 1966

АННОТАЦИЯ

В книге подробно рассмотрены основные вопросы вскрытия, подготовки и очистной выемки при подземной разработке рудных месторождений. Большое внимание уделено механизации основных производственных процессов, а также сравнительной оценке и выбору систем разработки.

Книга предназначена в качестве учебного пособия для студентов горных вузов и факультетов, а также может быть полезна инженерам и техникам горнорудной промышленности, работникам проектных и научно-исследовательских институтов.

Рецензенты: кафедра разработки рудных месторождений Ленинградского горного института и проф., докт. техн. наук *В. Р. Именитое*.

*Светлой памяти
замечательного ученого и друга
профессора
Павла Ивановича Городецкого
посвящаем этот труд*

ПРЕДИСЛОВИЕ

Учебное пособие «Подземная разработка рудных месторождений» составлено в соответствии с программой курса по разработке рудных и россыпных месторождений. Параллельно с рассмотрением систем разработки значительное внимание уделено вопросам комплексной механизации основных производственных процессов при добыче руд подземным способом. При работе над учебным пособием использованы отечественная и иностранная литература, а также опыт передовых предприятий различных горнорудных районов СССР.

Главы I, II, III, IV, VII, VIII, XI, XIII, XIV, XV, XVI, XXII, XXIII написаны чл.-корр. АН СССР М. И. Агошковым. Главы V, VI, IX, X, XVII, XVIII, XIX, XX — проф., докт. техн. наук Г. М. Малаховым. Глава XII написана совместно чл.-корр. АН СССР М. И. Агошковым (§ 1—4), проф., докт. техн. наук Г. М. Малаховым (§ 6—7) и доц., канд. техн. наук В. К. Мартыновым (§ 5). Глава XXI написана совместно М. И. Агошковым и Г. М. Малаховым.

Авторы выражают глубокую благодарность проф., докт. техн. наук Д. М. Бронникову, канд. техн. наук М. П. Мочалину, доц., канд. техн. наук П. Д. Петренко, Г. Т. Фаустову, И. А. Кучерявенко, П. И. Федоренко, горн. инж. В. И. Тютюнику, С. Н. Кузьмичу, В. П. Егорову за помощь, оказанную ими при подготовке рукописи к печати, а также всем организациям и отдельным лицам за представленные материалы, использованные авторами при написании учебного пособия.

Все критические замечания читателей авторами будут приняты с благодарностью и учтены при переиздании книги.

ВВЕДЕНИЕ

Горнорудная промышленность играет важную роль в народном хозяйстве нашей страны. Развитие тяжелой и легкой индустрии во многом определяется ростом добычи руд черных, цветных и редких металлов. Применение атомной энергии в мирных целях немислимо без разработки урановых месторождений.

Высокий уровень горнорудной промышленности — залог технического прогресса во всех отраслях народного хозяйства.

Задачи, поставленные XXII съездом КПСС и сентябрьским (1965 г.) Пленумом ЦК КПСС предусматривают бурное развитие черной и цветной металлургии. С ростом промышленности будет возрастать и производительность труда.

За два десятилетия — с 1960 по 1980 годы — производительность труда рабочих, занятых в промышленности, должна возрасти в 4—4,5 раза. Особенно резко должна быть увеличена производительность труда горнорабочих. Для этого необходимо всемерно повышать эффективность разработки рудных месторождений, механизировать и автоматизировать процессы, особенно при подземном способе добычи. При этом следует иметь в виду, что непрерывное увеличение глубины разработок усложняет условия труда.

Горное дело в нашей стране начало развиваться с XII—XIII в.

В XVII в. началась добыча железных и медных руд на Урале. По количеству выплавляемого чугуна во второй половине XVIII в. наша страна обогнала западно-европейские страны. Русское железо с маркой «Соболь» высоко ценилось на мировом рынке. В XIX в. горнорудная промышленность царской России пришла в упадок и в дальнейшем развивалась медленно. Причинами этого были малопродуктивный крепостной труд и экономическая отсталость России.

В годы максимального расцвета горнорудной промышленности царской России (1913 г.) было добыто 9,2 млн. *т* железной руды, в том числе в Кривом Роге 6,2 млн. *т*. Для сравнения укажем, что в 1964 г. только на одной шахте «Гигант» в Криворожском бассейне было добыто 7,4 млн. г. руды.

Горные работы на рудниках до революции велись весьма неэффективно и базировались главным образом на тяжелом ручном труде горнорабочих.

Великая Октябрьская социалистическая революция дала мощный толчок развитию производительных сил нашей Родины. В годы первых пятилеток была произведена реконструкция рудников и строительство новых предприятий, на которых основные операции по добыче руд были механизированы. Малопроизводительные методы добычи руд были заменены более производительными.

Разработка месторождений была начата в ряде новых районов нашей страны — Магнитогорске, Горной Шории (железные руды) и др. Возникли новые горнорудные предприятия в Казахстане, в районах Курской магнитной аномалии: получили развитие новые отрасли промышленности.

Большое развитие получили как подземные, так и открытые разработки урановых руд на базе применения высокоэффективных машин и механизмов.

Проведенные коренные технические и организационные мероприятия в горнорудной промышленности позволили достигнуть высокого уровня производства. Так, например, в 1964 г. в Советском Союзе добыто 146 млн. *t* товарной железной руды, в этом же году в США добыто около 79,3 млн. *t*, а в Канаде 32,0 млн. *t* руды. Значительно превышен довоенный уровень добычи руд цветных металлов и золота. По уровню горного производства Советский Союз вышел на первое место в Европе, при значительном увеличении уровня механизации трудоемких работ.

Советские ученые в содружестве с производственниками непрерывно работают по обеспечению безопасных условий труда горнорабочих, созданию новых высокопроизводительных машин, новой технологии горного производства.

Большой вклад в развитие горной науки внесли русские ученые М. В. Ломоносов, А. И. Узатис, В. Я. Дорошенко, А. П. Карпинский, Н. Ф. Чернышев, Г. Д. Романовский, И. А. Тиме и другие.

Большую роль ученые нашей страны сыграли в развитии теоретических вопросов горного дела, применении расчетных методов, превративших горное искусство в науку.

Прежде всего это относится к проблеме горного давления. Первая гипотеза о давлении горных пород и научно обоснованные расчетные методы рудничной крепи были разработаны проф. М. М. Протодяконовым, который создал и классификацию горных пород по их крепости.

В начале XX в. русские ученые Б. И. Бокий, В. И. Бауман, Н. К. Соболевский, П. М. Леонтовский, М. П. Бахурин, Н. И. Трушков и другие способствовали развитию горной науки. Особенно должна быть отмечена роль проф. Н. И. Трушкова, который создал первый учебник по разработке рудных месторождений в 1924—1929 гг. и переиздал его в 1946—1947 гг. Советским ученым принадлежит приоритет не только в теории, но и в прак-

тике, коренным образом изменившей способы добычи полезных ископаемых.

Подлинный расцвет горной науки начинается после Великой Октябрьской социалистической революции. В нашей стране создаются научно-исследовательские институты, организуются Институты горного дела, получают большое развитие научно-исследовательские работы в учебных вузах. Видные ученые — академики А. А. Скочинский, А. П. Терпигорев, Л. Д. Шевяков в тесном содружестве с работниками производства способствовали развитию нашей отечественной горнорудной промышленности.

Большие успехи достигнуты в нашей стране в подготовке инженерных кадров для горной промышленности. Советские вузы выпускают высококвалифицированных инженеров, которые получают в них теоретическую подготовку и практические навыки.

По числу ежегодно выпускаемых инженеров и качеству их подготовки Советский Союз значительно перегнал страны Запада.

Основными задачами горнорудной промышленности на данном этапе ее развития являются:

1. Применение высокопроизводительных систем разработки, методов вскрытия и подготовки рудных месторождений.

2. Механизация и автоматизация основных и вспомогательных процессов, широкое внедрение дистанционного и автоматического управления горными машинами.

3. Всемерное улучшение техники безопасности горных работ и в первую очередь проведение мероприятий по предупреждению силикоза и других профзаболеваний.

4. Снижение потерь полезного ископаемого в недрах при разработке и повышение качества руд.

5. Обеспечение непрерывного потока добычи полезного ископаемого.

6. Управление горным давлением при разработке руд на больших глубинах и устранение опасности горных ударов.

7. Внедрение в практику новых методов разрушения горных пород — огневого, электрического, гидравлического, химического и др.

8. Применение атомной энергии для вскрыши пород и для разрушения и дробления рудного массива.

Решение этих проблем требует дальнейшего улучшения подготовки инженерных кадров, широкого развития научных исследований и быстрее внедрения их в производство.

Работники горнорудной промышленности, ученые учебных и научно-исследовательских институтов должны направить все свои усилия на дальнейшее совершенствование техники горнорудного дела в свете задач, поставленных XXIII съездом КПСС по развитию нашей промышленности и построению материально-технической базы коммунизма.

**ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКАЯ
ХАРАКТЕРИСТИКА
И ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ
ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Часть первая

Глава I • ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКАЯ И ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ТЕРМИНЫ

Предметом изучения данного курса является подземная разработка рудных месторождений, т. е. извлечение из недр руды, заключенной в этих месторождениях.

Поэтому прежде всего необходимо рассмотреть и обобщить основные понятия о горногеологической и экономической характеристике руд и их месторождений как объектов разработки.

Полезными ископаемыми называют природные минеральные вещества, которые при современном состоянии техники и экономики пригодны для промышленного использования.

Месторождение полезного ископаемого — это естественное его скопление в земной коре, имеющее геологическую и пространственную обособленность от окружающих горных пород, которые сами по себе не представляют промышленного интереса.

Однако не всякое месторождение полезного ископаемого пригодно для использования и может быть разработано.

Месторождение называется промышленным, если разработка его по экономическим и народнохозяйственным соображениям целесообразна.

Месторождение, разработка которого экономически нецелесообразна, принято называть не промышленным.

Главными показателями промышленной ценности месторождения являются: запасы в нем полезного ископаемого; качество полезного ископаемого; горногеологические условия эксплуатации и географическое размещение месторождения.

Руда, как один из видов полезного ископаемого, является природным минеральным веществом, из которого целесообразно при современном состоянии техники и экономики извлекать путем промышленной переработки различные металлы или минералы. Необходимость последующей переработки руды для извлечения содержащихся в ней полезных компонентов отличает руду от многих других видов полезных ископаемых, которые можно использовать в их природном состоянии непосредственно, без переработки (например, каменный уголь, торф, каменная соль, большинство строительных материалов).

Руды принято разделять на металлические, в которых полезные компоненты представлены металлами или содержат металл, и неметаллические, полезными компонентами которых являются различные минералы, не содержащие металлов (например, апатит, фосфорит, асбест, плавиковый шпат, барит, графит, слюда).

Горные породы, окружающие месторождение или включенные в него, которые не содержат металла (полезного минерала) или содержат, но в небольшом количестве, недостаточном для того, чтобы добыча и переработка их была экономически целесообразна, принято называть пустой породой.

Разделение месторождений на промышленные и непромышленные весьма условно.

Месторождения с одинаковой по составу и ценности рудой могут быть: одно — промышленным вследствие благоприятных горногеологических условий его разработки (например, большой мощности, крупных запасов, залегания вблизи поверхности), а другое — непромышленным ввиду трудности его эксплуатации, незначительных запасов, отдаленности от промышленных центров.

В Криворожском бассейне многомиллиардные запасы железистых кварцитов с содержанием железа до 35%, залегающие вблизи поверхности, прежде считались непромышленными, а в настоящее время разработка их стала рентабельной благодаря новой технике добычи и обогащения и огромным масштабам производства.

Месторождения бурых железняков в ГДР, Франции и Англии разрабатывают при содержании железа до 28—30% из-за особой легкости металлургической переработки таких руд; существенную роль играет также отсутствие в этих странах месторождений более богатых железных руд.

Известняк специально добывается на карьерах вблизи заводов черной металлургии для использования его в качестве флюса при доменной плавке, но такой же известняк считается пустой породой, когда он, например, вмещает разрабатываемое месторождение свинцово-цинковых руд.

Большое значение имеет также потребность хозяйства страны или данного района в том или ином металле, минерале, расстояние от месторождения до действующих металлургических заводов и многие другие факторы.

Металл в руде редко встречается в чистом виде. Большой частью он находится в виде химических соединений — рудных минералов. Например, железо содержится в руде в виде гематита (Fe_2O_3), магнетита (Fe_3O_4) и других минералов; медь в виде халькопирита (CuFeS_2), свинец в виде галенита (PbS); олово в виде касситерита (SnO_2) и т. д.

Рудные минералы в руде почти всегда смешаны с другими минералами, не представляющими промышленной ценности. Эти

сопутствующие минералы принято называть рудной или жильной породой.

Кроме понятия «руда» часто пользуются термином «рудная масса», под которой подразумевают руду с примешанной к ней в процессе добычи пустой породой. В этом случае рудой в строгом смысле слова следует считать минеральное вещество в том составе и с тем содержанием полезных компонентов, в каком оно находится в месторождении.

Руду, выданную на поверхность и отправляемую для переработки на обогатительные фабрики или металлургические заводы, принято называть товарной рудой. Если добытая руда перед отправкой на переработку не подвергается сортировке, то понятия «рудная масса» и «товарная руда» означают одно и то же. Но нередко выданную на поверхность рудную массу перед отправлением на обогатительную фабрику или завод подвергают сортировке — выбирают из нее примешанную при добыче пустую породу, разделяют на сорта по составу или крупности. В этом случае товарная руда представляет собой продукт первичной обработки рудной массы.

Горной массой принято называть всю выдаваемую на поверхность массу руды и пустой породы как в смешанном виде, так и отдельно, включая сюда пустую породу, получаемую при проведении подготовительных и горнокапитальных выработок.

§ 2. ПРОМЫШЛЕННО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУД

В зависимости от числа содержащихся полезных компонентов руды делят на простые, содержащие только один полезный компонент, и сложные, содержащие несколько полезных компонентов. Сложные руды, содержащие несколько металлов, называют обычно полиметаллическими.

К числу простых относится большинство железных и марганцевых руд, некоторые медные руды, многие золотые и оловянные руды. К полиметаллическим относится большинство свинцово-цинковых руд, часто содержащих также медь, золото и серебро, вольфрамово-молибденовые руды, медно-цинковые руды, медно-никелевые и др.

По ценности руды можно делить на богатые (высокосортные), средней ценности (рядовые) и бедные (низкосортные).

При разделении руд по ценности руководствуются существующими промышленными кондициями и сложностью технологии их переработки.

В табл. 1 приведена примерная группировка рудных месторождений по качеству руд, основанная на отечественном и зарубежном опыте, дающая первую ориентировку для оценки руд и их месторождений.

Таблица I

Примерная группировка месторождений по качеству руд

Полезные ископаемые	Ведущие качественные признаки	Характер руд по сортам		
		богатые	средней ценности	бедные
Железные руды	Содержание железа, состав шлакообразующих примесей, легирующие добавки, вредные примеси	Fe более 55%, содержание вредных примесей в пределах кондиций	Руды с содержанием Fe 40—55%, не нуждающиеся в обогащении, и более бедные, легко обогатимые и самофлюсующиеся руды с содержанием вредных примесей в пределах кондиций	Трудно обогатимые руды с содержанием желез; ниже 40—45%
Марганцевые руды	Минералогический состав, содержание марганца и обогатимость, определяющие производственное назначение руд	Руды, пригодные для выплавки ферромарганца непосредственно или после обогащения	Руды, пригодные для выплавки марганцовистых чугунов	Руды, пригодные для подшихтовки при доменном процессе
Титан в коренных месторождениях	Содержание TiO_2 , извлекаемое в концентрат при обогащении:			
	в ильмените	Более 15%	10—15%	5-10%
	в рутиле	Более 5%	3-5%	2-3%
Медь, никель	Содержание Си и Ni	Более 3%	1-3%	0,5—1%
Свинец	Содержание Pb	Более 5%	2-5%	1—2%
Олово в мощных месторождениях	То же	Более 0,5%	0,2-0,5%	0,1—0,2%
Молибден в мощных месторождениях		Более 0,3%	0,1—0,3%	0,05—0,1%
Вольфрам в мощных месторождениях	Содержание W_0	Более 0,5%	0,2-0,5%	0,1-0,2%
Кобальт, тантал, уран	Содержание соответствующего металла	Проценты	Десятые доли %	Сотые доли %
Золото, платина	То же	Сотни г/т	Десятки г/т	Единицы г/т

Примечание. Для редких и рассеянных элементов современные требования к качеству руд еще не вполне определены.

Анализ минерально-сырьевой базы СССР и зарубежных стран показывает, что основная часть разведанных запасов (до 70%) почти по всем металлам представлена в настоящее время средней ценности и бедными рудами. Как правило, месторождения бедных руд являются более крупными по запасам, особенно в сравнении с месторождениями богатых руд. Хотя не редки и исключения из этого правила. Например, очень крупное по масштабам Джеккаганское медное месторождение является в значительной своей части также и богатым по содержанию; руды уникальных, крупнейших в мире по запасам, железорудных месторождений Курской магнитной аномалии относятся в основном к богатым по содержанию железа и имеют очень мало примесей, вредных для металлургического процесса.

Ценность руды оказывает большое влияние на выбор способа разработки. Так, при высокой ценности руды допускается применение дорогих способов, но обеспечивающих минимальные потери руды в процессе добычи. Напротив, в рудах невысокой ценности стремятся применять наиболее дешевые способы разработки, даже если они сопровождаются повышенными потерями.

Однако ценность руды не всегда характеризует экономический эффект, который можно получить от разработки месторождения. Возможны (и нередки) случаи, когда разработка руд небольшой ценности благодаря легкости их добычи и переработки дает экономический эффект больший, чем разработка богатой руды с трудными для добычи условиями и дорогостоящей переработкой.

Измерителями ценности руды служат: *валовая ценность*, определяемая отпускной ценой металлов, содержащихся в 1 т руды; *извлекаемая ценность* — отпускная цена металлов, извлекаемых из 1 т руды. Извлекаемая ценность меньше валовой за счет потери части металла в процессе переработки.

Показателем ценности руды может служить также разность между извлекаемой ценностью и расходами по добыче и переработке 1 т руды до получения из нее металла. Легко видеть, что эта разность выражает чистый доход от 1 т добытой руды. Величина чистого дохода служит основным показателем для определения рентабельности предприятия, выбора системы разработки и для решения ряда других технико-экономических задач горно-производства.

На различных участках одного и того же месторождения часто могут быть руды разные как по содержанию полезных компонентов, так и по минералогическому составу. Иногда содержание и состав руды меняются по мощности рудного тела. Нередко наблюдается изменение состава и содержания руд в месторождении по глубине, связанное с зональностью. Некоторые дополнительные сведения о возможном характере изменения руд в месторождении по составу и содержанию будут приведены дальше.

На некоторых рудниках при добыче или первичной переработке выделяют сорта или классы руды в зависимости от содержания в ней металла или вредных примесей, гранулометрического состава и других признаков.

Иногда руду разделяют по ценности в процессе разработки месторождения, добывая наиболее богатую — первосортную часть ее отдельно от более низкосортных. Такая добыча руд, именуемая раздельной, сокращает расходы на последующую их обработку, так как позволяет направлять богатую руду непосредственно в плавку и обогащать только бедную руду. Иногда оба сорта руд подвергают обогащению, но по различным схемам.

Степень постоянства и характер изменения содержания полезных компонентов в рудном месторождении оказывают существенное влияние на способ и результаты разработки.

Предел содержания полезного компонента, ниже которого руда данного месторождения становится непромышленной, т. е. экономически невыгодной для добычи и переработки, называют минимальным промышленным содержанием.

Так как минимальное промышленное содержание обеспечивает лишь возврат произведенных затрат на добычу и переработку руды, то получение накоплений, необходимых для расширенного воспроизводства, возможно при условии, если среднее содержание в добываемой руде будет выше минимального промышленного. Поэтому содержание металла во всех подсчитываемых и подлежащих выемке блоках должно быть, как правило, выше минимального промышленного.

Подсчет минимального промышленного содержания ведется по формуле.

$$C = \frac{3100}{CIk}, \quad (1)$$

где C — минимальное промышленное содержание полезного компонента в руде месторождения, %;

3 — все затраты на добычу и переработку 1 г руды;

C — оптовая цена за 1 т полезного компонента (металла) в концентрате;

I — коэффициент извлечения полезного компонента в концентрат;

k — коэффициент, учитывающий разубоживание, равный отношению содержания полезного компонента в добытой руде к содержанию его в руде месторождения.

Если оптовые цены установлены на концентрат, то формула приобретает следующий вид:

$$C = \frac{3a}{C_0Ik}$$

где a — содержание полезного компонента в концентрате;

C_0 — оптовая цена концентрата с учетом его качества.

Затраты Z зависят от ряда факторов и прежде всего от размера годовой добычи, горногеологических условий и применяемых методов разработки месторождения, от технологических свойств руды и способов ее обогащения, от экономики района, капиталовложений, необходимых для строительства горнорудного предприятия.

Подсчет затрат Z представляет очень сложную технико-экономическую задачу, которую приходится решать как при проектировании горного предприятия, так и в процессе разработки месторождения, поскольку условия и масштаб производства на месторождении могут со временем существенно изменяться.

При определении оптовой цены концентрата или полезного компонента в концентрате кроме основных также учитывают попутные полезные компоненты, которые можно извлечь в продукт, пригодный для использования. Иногда учитываются также хвосты и добытые пустые породы, если ценность их доказана и для использования их имеется потребитель.

В полиметаллических рудах, кроме основных металлов, определяющих ценность руды, например свинца, цинка и меди, в продуктах переработки нередко содержатся такие попутные полезные компоненты, как кадмий — в цинковом концентрате, сера — в пиритном концентрате, серебро и золото — в свинцовом и медном концентратах, а также ряд редких и рассеянных элементов.

В тех случаях, когда при обогащении руды полезные компоненты переходят в различные концентраты, минимальное промышленное содержание рассчитывается обычно на так называемый условный компонент (металл), в качестве которого принимается тот компонент, который составляет в руде наибольшую ценность. Минимальное промышленное содержание основного компонента определяется по формуле (1), остальные же компоненты рассматриваются как попутные и содержания их учитываются соответствующими переводными коэффициентами.

Запасы руды с содержанием ниже минимального промышленного, т. е. экономически невыгодные для разработки, если они находятся вне контура подсчитанных промышленных запасов, не извлекают вместе с последними, но принимают меры к тому, чтобы обеспечить возможность извлечь их в будущем, когда разработка такой руды может стать экономически целесообразной.

В связи с этим подсчитанные запасы полезных ископаемых в недрах иногда разделяют на две группы, подлежащие отдельному учету балансовые запасы, удовлетворяющие промышленным кондициям, т. е. экономически выгодные для разработки в настоящее время, и забалансовые запасы, которые вследствие низкого содержания полезного компонента, малой мощности рудных тел, сложности условий их разработки или вследствие отсутствия промышленных методов переработки данного типа полезного ископаемого хотя и не могут быть

использованы в настоящее время, но представляют объект для промышленного освоения в будущем. Так же как для оконтуривания и подсчета балансовых запасов руды нужно знать или определить минимальное промышленное (бортовое) содержание полезных компонентов, так для оконтуривания и подсчета балансовых запасов должен быть известен нижний предел их содержания. Этот нижний предел нельзя найти путем экономических расчетов подобно минимальному промышленному содержанию в балансовой руде. Его обычно устанавливают исходя из общих соображений и геологических особенностей месторождения. Так, например, при резком затухании минерализации в месторождении нижнюю границу забалансовых запасов можно провести по контурам, где пробы с хорошей отчетливой минерализацией сменяются очень слабыми или безрудными. При постепенном снижении минерализации за нижнюю границу забалансовых запасов иногда принимают содержание, несколько большее (обычно в 1,5—2 раза), чем содержание полезных компонентов в хвостах обогатительной фабрики от переработки данной руды.

Во многих рудных месторождениях за пределами контуров промышленной руды оказывается настолько мало забалансовых запасов, что вести подсчет вследствие бесперспективности их использования не имеет смысла. Нередко промышленная руда месторождения настолько резко контактирует с пустыми или очень слабо минерализованными породами, что забалансовые запасы руды практически совсем отсутствуют.

Иногда забалансовые запасы выделяются в виде столь крупных участков или блоков внутри общих контуров месторождения, что технически и экономически возможно извлечение этих запасов в будущем; поэтому подсчитывать величину этих запасов и предусматривать меры для обеспечения их выемки в будущем необходимо.

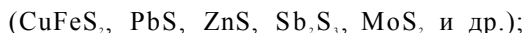
Забалансовые запасы могут находиться внутри контура промышленной части месторождения в виде прослоев или включений так расположенных и имеющих такие размеры, что их неизбежно приходится подготавливать и добывать одновременно (и вместе) с балансовыми запасами. Подобные запасы забалансовых руд выделять не имеет смысла; их приходится учитывать вместе с балансовыми рудами.

Иногда (довольно редко) минимальное среднее или бортовое содержание определяется не по ценному, а по вредному компоненту. В этом случае оно представляет собой максимально допустимое содержание вредного компонента.

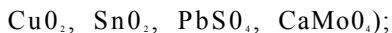
По химико-минералогическому составу рудных минералов металлические руды принято делить на руды:

самородных металлов, к числу которых относятся некоторые типы руд благородных металлов (чаще всего, золота);

сернистые или сульфидные, представленные в основном сульфидами цветных и редких металлов



окисленные, представленные окислами, карбонатами и сульфатами многих черных, цветных и редких металлов



силикатные — в основном руды редких и рассеянных элементов, в которых рудный минерал является силикатом или алюмосиликатом, например циркон — ZrSiO_4 , берилл — $\text{Be}_3\text{Al}(\text{Si}_6\text{O}_{18})$, сподумен — $\text{LiAl}(\text{Si}_2\text{O}_6)$ и др.;

смешанные, представляющие собой смесь руд предыдущих основных типов.

По химическому составу преобладающей массы рудных минералов или рудной породы руды делят на кислые, в которых преобладает кремнезем, основные и нейтральные. Такое деление руд существенно для их металлургической оценки.

В зависимости от характера распределения рудных минералов в рудной породе различают: сплошные руды, состоящие из рудных минералов, смешанных с некоторым количеством породы, и вкрапленные руды, представляющие собой относительно редкие вкрапления рудных минералов в рудной породе. Сплошные руды обычно имеют резкие границы с вмещающими пустыми породами, а вкрапленные таких границ не имеют. На многих месторождениях встречаются оба типа руд: в средней части рудного тела обычно руды сплошные, а на периферии — вкрапленные. Так, на Лениногорских свинцово-цинковых рудниках сплошные сульфидные руды по мере приближения к лежащему боку постепенно беднеют и переходят в роговиковые вкрапленные руды. На Дегтярском медном месторождении сплошные медноколчеданные или пиритные руды местами переходят в сланцевые вкрапленные руды. Некоторые залежи в Криворожском железорудном бассейне в центральной части представлены сплошными богатыми рудами, которые, постепенно беднея к периферии (чаще к лежащему боку), сменяются вкрапленными рудами и затем ожелезненными боковыми породами.

§ 3. МОРФОЛОГИЧЕСКИЕ ТИПЫ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

На выбор системы и технологии разработки месторождения, а также на основные технико-экономические показатели работы рудника особенно большое влияние оказывают: форма (морфология) месторождения; его размеры — мощность, длина и глубина распространения; условия залегания — угол

падения и склонения, характер контактов, наличие тектонических нарушений.

Рассмотрим морфологическую характеристику рудных месторождений.

В природе встречаются промышленные рудные тела самой сложной разнообразной формы.

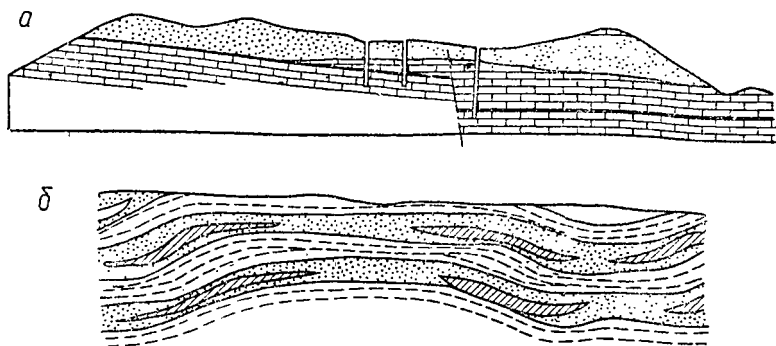


Рис. 1. Пластовые рудные месторождения:
а — Чиатурское марганцевое; б — Джекказганское медное

К числу основных принято относить следующие формы рудных тел: пластовые, пластообразные, столбообразные, линзообразные, жильные, штокообразные, гнездообразные.

Между этими основными формами существуют формы переходные, усложненные тектоническими нарушениями, вторичными изменениями месторождения, резко меняющиеся, иногда причудливые. Такие рудные тела, если их нельзя отнести ни к одной из перечисленных основных форм, будем называть сложными.

Рассмотрим кратко характеристику перечисленных основных форм.

Пластовые рудные тела характеризуются прежде всего тем, что они ограничены по мощности от вмещающих пород более или менее параллельными плоскостями, т. е. имеют плитообразную форму и относительно мало изменяющуюся мощность. В подавляющем большинстве случаев происхождения пластовых рудных тел осадочное, поэтому они залегают согласно с вмещающими, как правило, осадочными же породами.

Из числа наиболее известных отечественных месторождений к типичным пластовым можно отнести Джекказганское медное, Миргалимсайское свинцовое, Никопольское и Чиатурское марганцевые месторождения.

На рис. 1, а представлен вертикальный разрез вкрест простирания по одному из участков классического пластового Чиатур-

ского марганцевого месторождения. На приведенном рисунке пласт разорван сбросом и поднятая часть пласта (слева) имеет более крутой угол падения. На рис. 1, б приведен схематический вертикальный разрез пластов медистых песчаников Джезказганского месторождения. Пласты располагаются на разной глубине на семи рудоносных горизонтах. Мощность пластов от 2—3 до 20—30 м, падение преимущественно пологое, залегание, в основном спокойное, мощность меняется медленно.

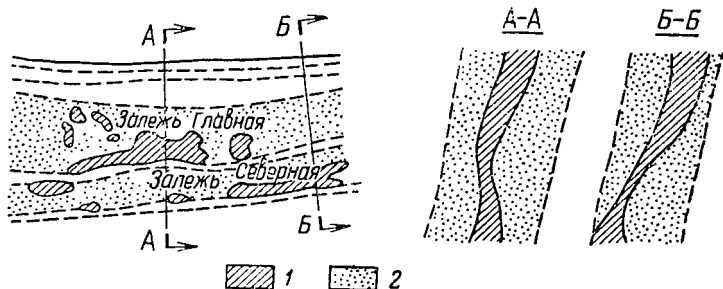


Рис. 2. Пластообразные железорудные тела в железистых породах (Криворожский бассейн):
1 — промышленная железная руда; 2 — пласт железистых пород (непромышленная руда)

Рудные пласты на многих месторождениях бывают изогнуты складками, поэтому углы падения одного и того же пласта могут изменяться в широких пределах — от 0 до 90°. Кроме складок, сбросов пласты имеют нарушения в виде тектонических разрывов, флексур и т. п.

Пластообразные рудные тела отличаются от пластовых менее выдержанной формой и мощностью, наличием резких утонений и раздувов. Так же как и пластовые рудные тела, они обычно залегают согласно с вмещающими породами осадочного или осадочно-метаморфического происхождения. Для них, более чем для пластовых месторождений, характерна прерывистость оруденения, выклинивание одних рудных тел по простиранию и появление на том же рудоносном горизонте других рудных тел. Типичными пластообразными рудными телами представлено большинство месторождений Криворожского железорудного бассейна.

На рис. 2 приведены план и вертикальные разрезы вкрест простирания по пластообразным залежам железных руд Криворожского бассейна. Переменной мощности и не вполне правильной формы пластообразные тела богатой железной руды залегают внутри пластов или на контакте железистых, сланцево-роговиковых и других пород.

На этом же рисунке видны более короткие столбообразные рудные тела.

Столбообразные рудные тела отличаются по форме от пластообразных тем, что при значительном протяжении по падению (в глубину) они имеют небольшой размер по простиранию, не во много раз превышающий мощность. В Криворожском бассейне к столбообразным относят короткие рудные тела (100—200 м, очень редко больше), длина которых превышает мощность не более чем в 6 раз.

Необходимо иметь в виду, что термины пластообразное или столбообразное рудное тело используются только для морфологической характеристики рудных тел и осадочный генезис их необязателен. Нередко пластообразные и столбообразные рудные тела являются гидротермальными, скарновыми и т. д.

Разновидностью столбообразных рудных тел являются трубы — образные тела, часто встречающиеся среди полиметаллических месторождений, залегающих в известняках. В горизонтальном сечении они имеют грубоэллиптическую форму и значительную протяженность в глубину. Характерным примером этого типа рудных тел являются алмазоносные «трубы» южноафриканских и якутских месторождений.

Линзообразные рудные тела имеют отчетливо выраженную линзовидную форму. Этот морфологический тип рудных тел близок к жилному. Кроме того, для линз характерна большая мощность — от 5—10 до 50—100 м и больше, между тем как жилы в подавляющем большинстве имеют мощность не выше 5—10 м.

К типичным линзообразным можно отнести большинство рудных тел уральских медноколчеданных месторождений (рис. 3).

На вертикальном разрезе рис. 3 видна зональность — изменение состава руды с глубиной, вызванное действием окислительных процессов.

Известное месторождение медного колчедана Рио-Тинто (Испания) состоит из линз длиной от 300 до 1700 м и мощностью до 100—200 м и более.

Рудные жилы по морфологическому признаку делятся на две основные группы: простые и сложные.

Простая жила — это выполняющее трещину одиночное рудное тело пластообразной формы, имеющее достаточно четкие контакты с вмещающими породами.

Сложная жила состоит из совокупности сближенных тонких жил и множества прожилков, залегающих более или менее согласно в зоне разлома, или ветвящихся, секущих друг друга. Сложные жилы, как правило, не имеют отчетливых границ с вмещающими породами.

Среди простых жил можно выделить три главных типа: плитообразные (правильные), рубцовые и линзообраз-

ные. Среди сложных жил также три типа: сетчатые и ветвящиеся, лестничные и седловидные.

Правильные (плитообразные) жилы имеют довольно постоянную, чаще небольшую мощность (до 2—3 м) и обычно значительные размеры по простиранию и падению.

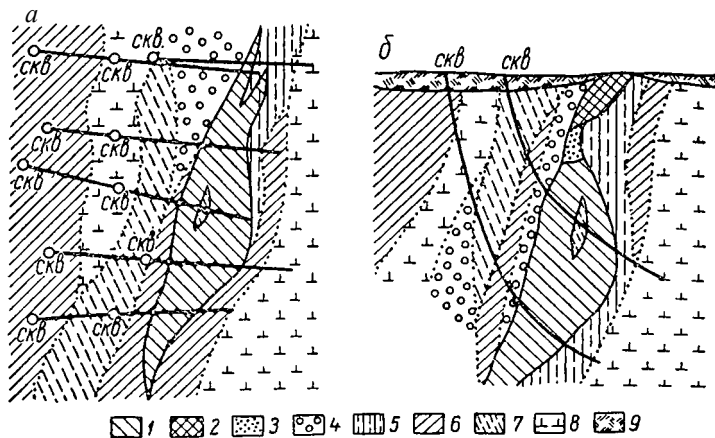


Рис. 3. Линзообразное медноколчеданное месторождение: а — план; б — вертикальный разрез вкост простирания; 1 — колчеданная руда; 2 — рассланцованные альбитофиры; 3 — зеленые сланцы; 4 — кварцево-серпичитовые сланцы с редкой вкрапленностью пирита; 5 — кварцево-серпичитовые сланцы с богатой вкрапленностью пирита; 6 — бурый железняк; 7 — колчеданная сыпучка; 8 — альбитофиры; 9 — четвертичные отложения (наносы)

Рубцовыми называют жилы, в которых утолщения (раздувы) разной длины чередуются с участками меньшей промышленной мощности (рис. 4, а). Если чередующиеся раздувы и утонения жилы имеют очень небольшую длину, то такую разновидность Рубцовых жил иногда называют четковидными. Когда раздувы настолько большой мощности, что имеют форму камеры, то жиле дают название камерной (рис. 4, б). Однако, поскольку провести границы между двумя последними разновидностями и основным типом очень трудно, а разница в условиях разработки их не так существенна, то следует ограничиться одним общим наименованием — рубцовая жила.

Линзообразные жилы характеризуются чередованием значительной длины по простиранию и падению линзообразных раздувов жилы с полным ее выклиниванием или непромышленной мощностью также на достаточно большом протяжении.

Сетчатые жилы (рис. 5) состоят из большого числа сближенных жил и прожилков, пересекающихся в различных направлениях и в своей совокупности образующих промышленное рудное тело пластообразной формы.

Ветвящиеся жилы (рис. 6) близки к сетчатым и отличаются от них тем, что слагающие жилу ветви и прожилки не пересекают друг друга в разных направлениях, а располагаются более или менее согласно в пределах зоны (трещины) разлома. Между сетчатыми и ветвящимися жилами встречаются переходные разновидности.

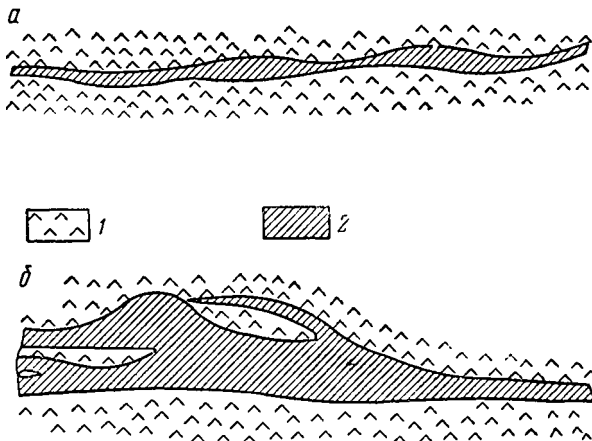


Рис. 4. Разновидности Рубцовых жил:
1— диориты, 2— кварцевая жила

Значительно реже встречаются в практике так называемые лестничные жилы (рис. 7), представляющие собой свиту коротких жил и прожилков, секущих перпендикулярно или по

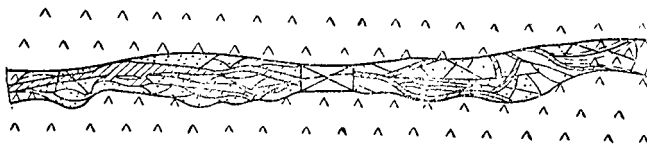


Рис. 5. Сетчатая жила

диагонали дайки изверженных пород (гранодиорита, порфирита). Классическими примерами лестничных жил являются Березовское золоторудное месторождение (Урал) и месторождение Монинг-Стар (Австралия).

Еще более редкий в практике тип седловидных жил представляет собой серию параллельных жил, расположенных одна под другой, в сводах антиклинальных складок.

Рудные тела неправильной формы — изометрические, т. е. более или менее одинаково развитые по всем трем направлениям в пространстве, характеризуются отсутствием отчетли-

вых элементов залегания (падения, простираия) или резким их изменением в разных частях рудного тела. Они имеют самое разнообразное, часто причудливое, очертание.

К числу изометрических относятся штокообразные рудные тела, имеющие крупные размеры, и гнездообразные — мелкие по размерам рудные тела, которые каждое в отдельности не представляют промышленного значения.

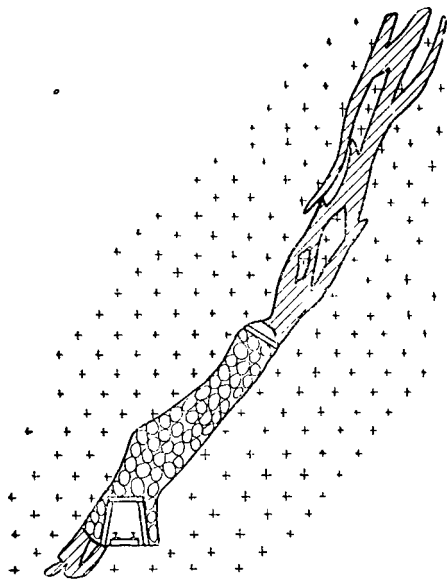


Рис. 6. Ветвящаяся жила

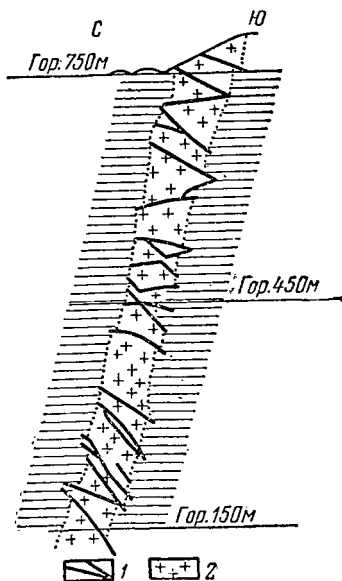


Рис. 7. Лестничные золото-рудные жилы (1) в дайке гранодиорита (2)

Характерным примером штокообразного рудного тела являются Коунрадское медное и Уфалейское никелевое месторождения, а гнездообразного — Хайдарканское ртутное месторождение.

Иногда изометрические рудные тела очень больших размеров называют «массивами» (по американской терминологии).

Когда изометрическое рудное тело представлено множеством различно ориентированных, пересекающихся рудных прожилков и вкрапленностью, приуроченных к участкам интенсивно трещиноватых пород, то его часто называют штокверком. По форме штокверк и шток аналогичны, но штокверк имеет указанную выше особенность оруденения. В практике иногда пользуются также термином рудная зона, подразумевая под ним обычно вкрапленные пластообразные рудные тела, приуро-

ченные к тектоническим нарушениям. Иногда такие зоны вкрапленников располагаются рядом с простыми жилами или вмещают их.

Примером месторождения с особо сложной, изменчивой формой слагающих его рудных тел является Тырнаузское вольфрам-молибденовое месторождение. Пластообразные рудные тела Тырнаузского месторождения приурочены к скарнам вдоль контактов мраморов с роговиками или гранитами. На крыльях

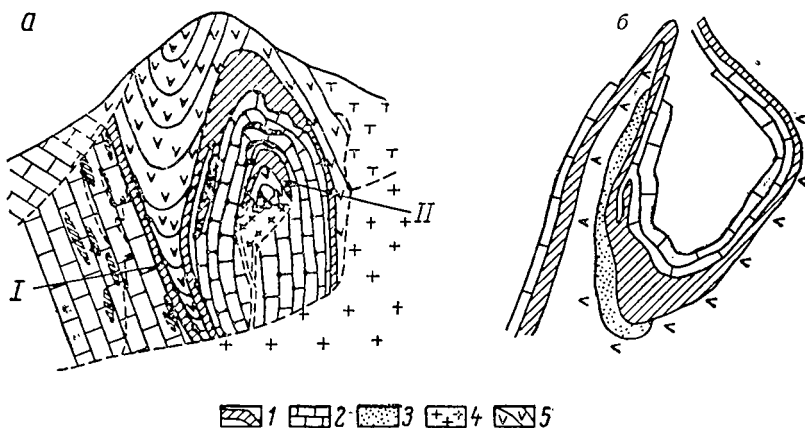


Рис. 8. Геологический разрез (а) и план (б) Тырнаузского месторождения:

I — крыло синклинали; II — антиклиналь; 1 — рудные скарны; 2 — мрамор; 3 — песчаник; 4 — гранит; 5 — роговики

довольно широкой антиклинали и параллельной ей узкой синклинали (рис. 8) рудные тела пластообразной формы залегают согласно с напластованием вмещающих мраморов. В местах перегиба складки мощность рудных скарнов увеличивается и они в вертикальном сечении имеют форму седлообразных линз. В плане рудное тело имеет форму подковы с мощной линзовидной частью в перегибе и менее мощными крутопадающими пластообразными крыльями. Роговики, вклинивающиеся между крыльями скарновых тел, часто имеют промышленное оруденение, что еще более усложняет морфологию месторождения.

Как пример необычайно причудливой формы рудного тела — игры природы,— можно привести одно из крупнейших в мире уникальное молибденовое месторождение Клаймакс (США). Запасы молибдена в нем превышают 1 млн. т, а годовая производительность по молибдену превышает 30 тыс. т.

Оруденение в массиве измененных серицитизированных гранитов представлено огромным полым цилиндром, имеющим диа-

метр сверху 300—350 м и на глубине до 450 м, с толщиной рудных «стеноек» 90—150 м (рис. 9). Внутренняя часть этого цилиндра сложена плотным очень слабо оруденелым кварцем. Стенка цилиндра, т. е. собственно руда, отличается от внутренней части развитием густой сети кварцевых прожилков с молибдени- том, ортоклазом, пиритом; среднее содержание молибдена в руде 0,3—0,4%. Глубина распространения рудного тела превышает 600 м; запасы руды в месторождении около 500 млн. т.

Принято считать, что разработка рудных тел правильной формы легче, чем неправильных, имеющих неопределенные, переменные элементы залегания.

Однако известны случаи, когда правильные рудные тела (пласты, жилы) имеют резко меняющуюся мощность, непостоянное оруденение, непромышленные участки, содержат прослои пустых пород, разветвляются, нарушены сбросами, в то время как «неправильные» рудные тела сохраняют большее постоянство размеров, характера оруденения и не имеют тектонических нарушений. Поэтому о благоприятной для разработки форме можно говорить лишь условно.

Кроме формы месторождения важным признаком является характер его границ — контакта с вмещающими породами. Контакт может быть выражен резко и рудное тело отчетливо отделяется от вмещающих пород, или переход от руды к пустой породе происходит постепенно и границы промышленного оруденения можно установить только опробованием. Разработка месторождений с отчетливыми контактами обычно проще, особенно если контакт непрочный. Иногда оруденение вмещающих пород, наоборот, благоприятно сказывается на разработке, так как при отбойке руды она засоряется не пустыми, а рудоносными породами.

В большинстве случаев месторождение бывает представлено не одним рудным телом — пластом, жилой, штоком и др., а несколькими рудными телами.

Совместно залегающие рудные тела бывают расположены на разных расстояниях одно от другого; залегают

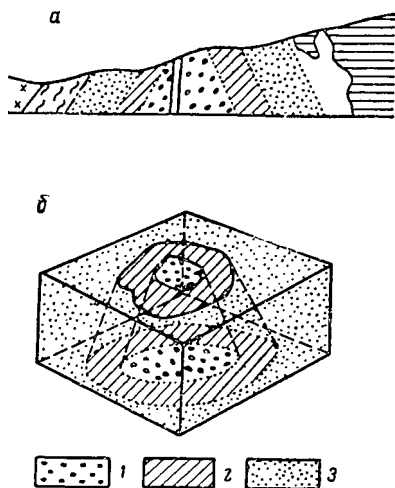


Рис. 9. Геологический разрез (а) и блок-диаграмма (б) месторождения Клаймакс (по Батлеру и Вандервильту):

1 — слабо оруденелый кварц; 2 — рудная зона; 3 — вмещающие породы ("внешняя зона") — слабо измененный гранит

параллельно, под углом, вытянуты в виде прерывистой полосы или нескольких полос. Иногда отдельные рудные тела пересекаются или соединяются вместе, и снова разделяются. Нередки случаи, когда одно рудное тело является основным, а остальные — его ответвлениями или спутниками.

Рудные тела, расположенные настолько близко друг от друга, что выемка их технологически тесно связана или может производиться только совместно, принято называть сближенными.

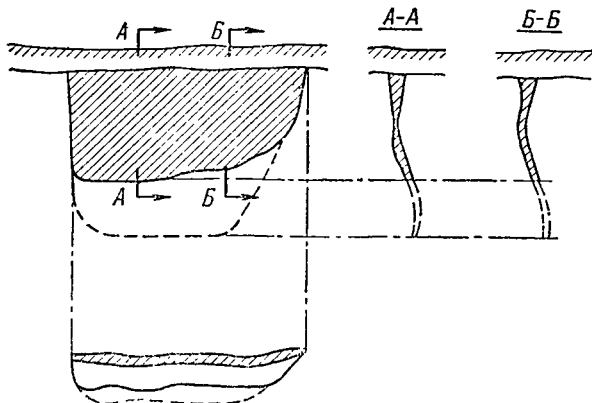


Рис. 10. Рудное тело (три проекции)

Группу близко расположенных пластов или жил с одинаковыми или сходными элементами залегания обычно называют свитой (соответственно пластов, жил).

Рудные тела можно изображать различными способами.

Общепринятым является способ изображения рудных тел в трех проекциях на плоскости: горизонтальную, вертикальную, параллельную генеральной линии простирания и вертикальную, секущую рудное тело вкрест простирания. Для рудных тел относительно правильной формы этот способ удобен и вполне достаточен. Что касается рудных тел сложной формы, то изображением их в трех проекциях, как правило, нельзя выразить изменение их формы и размеров, а также получить о них наглядное пространственное представление.

На рис. 10 изображена крутопадающая жила с довольно выдержанными элементами залегания в трех проекциях. При значительном изменении элементов залегания рудного тела по простиранию и в глубину нужно давать не один, а два (как на рис. 10), три или более вертикальных разреза вкрест простирания. Иногда, кроме основного плана изображение дополняют несколькими горизонтальными разрезами на разной глубине.

Очень наглядно объемное изображение геологического строения месторождений сложной формы при помощи блок-диаграмм.

Блок-диаграмма — чертеж месторождения или его части в форме параллелепипеда, на каждой из граней которого изображены разрезы месторождения по простиранию, вкрест простирания и в плане.

Блок-диаграммы бывают перспективные и изометрические.

Перспективные блок-диаграммы строятся по правилам перспективного изображения объемных фигур с постоянным масштабом как по разным направлениям чертежа, так и в пределах одного и того же направления. Несмотря на большую выразительность рисунка, перспективные изображения применяются сравнительно редко, так как они не позволяют определять истинные размеры рудных тел и подсчитывать в них запасы руды.

Изометрические блок-диаграммы распространены значительно чаще. Они строятся в одном масштабе по всем или, по крайней мере, по двум направлениям в каждой плоскости.

Блок-диаграммы по конструкции делятся на три разновидности: монолитные, раздвинутые и вырезанные.

На рис. 11 изображена монолитная блок-диаграмма серии сложных рудных тел в виде целого параллелепипеда или куба.

На рис. 12 изображена раздвинутая блок-диаграмма линзообразного рудного тела в виде параллелепипеда, разрезанного на отдельные пластины, раздвинутые друг от друга таким образом, чтобы можно было видеть не один поперечный или продольный разрез месторождения, а несколько.

Вырезанная блок-диаграмма представляет собой монолитную, в теле которой сделаны дополнительные вырезы, позволяющие показать важные детали геологического строения месторождения в той или иной его части (внутри тела монолитной блок-диаграммы).

Интересен и облегчает решение сложных горногеологических задач способ изображения морфологии пластообразных и жиль-

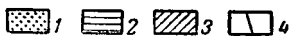
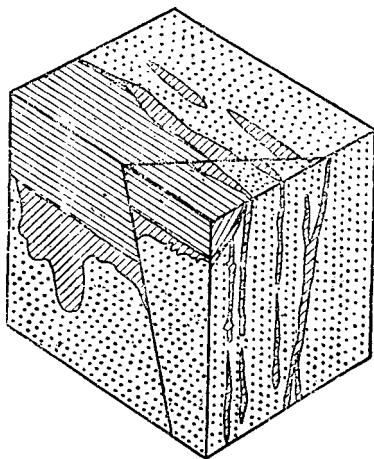
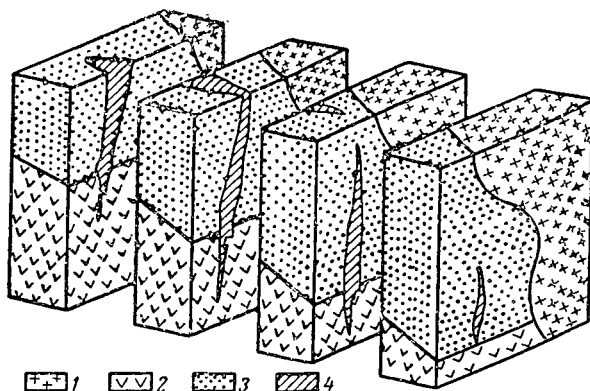


Рис. 11. Монолитная блок-диаграмма:

1 — известковый песчаник; 2 — сланец;
3 — руда; 4 — линия сброса

ных тел при помощи изолиний (рис. 13). Изолинии здесь представляют проекцию пересечения поверхности контакта жилы с плоскостями, параллельными плоскости жилы. Если изолинии



1 — гнейсы; 2 — змеевики; 3 — песчаники; 4 — руда

Рис. 12. Раздвинутая блок-диаграмма:

1 — гнейсы; 2 — змеевики; 3 — песчаники; 4 — руда

поверхностей лежачего и висячего боков наложить на одну плоскость, то конфигурацию жилы и ее мощность в любом месте можно легко определить.

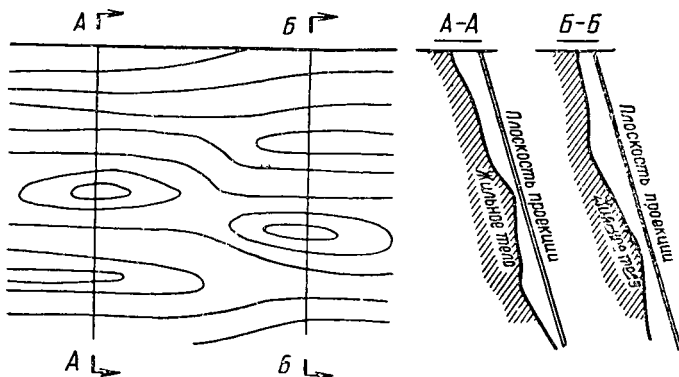


Рис. 13. Контурный способ изображения поверхности контактов жилы

Кроме указанных способов изображения пользуются построением моделей месторождения: рельефных, представляющих изготовленную из дерева, глины и других материалов монолитную, разрезанную на большое число частей блок-диаграмму; скульптурных, представляющих слепок рудного тела; п р о-

зрачных, состоящих из серии параллельно смонтированных прозрачных листов, на которых вычерчены вертикальные или горизонтальные разрезы по месторождению.

§ 4. РАЗМЕРЫ, УСЛОВИЯ ЗАЛЕГАНИЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ХАРАКТЕР РАСПРЕДЕЛЕНИЯ В НИХ ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ

По масштабу, т. е. по величине запасов промышленной руды, можно выделить следующие группы рудных месторождений:

Крупнейшие — уникальные, встречающиеся в мировой практике только единицами. К их числу относятся, например, железорудные месторождения Курской магнитной аномалии (СССР), месторождения золота в Витватерсранде (Африка), месторождение никеля Седбери (Канада), месторождение молибдена Клаймакс (США), месторождение ртути Альмаден (Испания) и др.

Крупные, число которых определяется по каждому металлу единицами в отдельных странах и не более чем десятками в мировой практике. На базе таких месторождений строятся ведущие предприятия по отраслям горнорудной промышленности.

Средние, на базе которых строятся рядовые, средние по масштабу горнорудные предприятия; число таких месторождений в отдельных странах определяется десятками по каждому металлу.

Мелкие, каждое из которых, взятое в отдельности, может быть сырьевой базой лишь для мелкого горнорудного предприятия. Число таких месторождений очень велико.

Очень мелкие, которые не имеют самостоятельного промышленного значения и могут эксплуатироваться, как правило, только в случае очень высокой ценности руды или острой ее дефицитности, а также при возможности совместной разработки группы таких месторождений.

В табл. 2 приведена группировка рудных месторождений по масштабу.

По рудам различных металлов и минералов запасы в каждой группе существенно отличаются. Наибольшие запасы для отнесения к любой группе приняты для месторождений руд железа, далее следуют нефелины и алуныты, затем марганец, титан, бокситы, медь, свинец, цинк и т. д.; на последнем месте стоят уран, ртуть, бериллий, кобальт.

Общим в табл. 2 для всех рудных месторождений является то, что разница в запасах соседних групп отличается на целый математический порядок.

Хотя абсолютные цифры, приведенные в табл. 2, являются сугубо условными, приближенными, однако они дают общую ориентировку при оценке масштабов рудных месторождений.

Группировка рудных месторождений по масштабу запасов

	Очень мелкие месторождения, не имеющие самостоятельного промышленного значения	Промышленные месторождения			уникальные
		мелкие	средние	крупные	
<i>Руды черных металлов</i>					
Железные руды	$n \cdot 10^4$	$n \cdot 10^7$	$n \cdot 10^8$	$n \cdot 10^9$	$n \cdot 10^{10}$
Марганцевые руды	$n \cdot 10^4$	$n \cdot 10^7$	$n \cdot 10^8$	$n \cdot 10^9$	$n \cdot 10^9$
Титан в коренных месторождениях (в металле)	$n \cdot 10^4$	$n \cdot 10^7$	$n \cdot 10^8$	$n \cdot 10^9$	$n \cdot 10^9$
Хром (в хромите)	$n \cdot 10^4$	$n \cdot 10^7$	$n \cdot 10^8$	$n \cdot 10^9$	$n \cdot 10^9$
<i>Руды цветных, редких и благородных металлов</i>					
Медь, свинец, цинк, никель (в металле)	$n \cdot 10^3$	$n \cdot 10^6$	$n \cdot 10^7$	$n \cdot 10^8$	$n \cdot 10^9$
Алюминиевое и магниевое сырье: бокситы, магнезиты, нефелины, алуниты, карналиты	$n \cdot 10^4$	$n \cdot 10^6$	$n \cdot 10^7$	$n \cdot 10^8$	$n \cdot 10^9$
Олово, вольфрам, молибден, сурьма, ванадий, цирконий, литий, ниобий, редкие земли цериевой группы (в металле)	$n \cdot 10^3$	$n \cdot 10^6$	$n \cdot 10^7$	$n \cdot 10^8$	$n \cdot 10^9$
Уран, торий, ртуть, бериллий (в металле)	$n \cdot 10$	$n \cdot 10^2$	$n \cdot 10^3$	$n \cdot 10^4$	$n \cdot 10^5$
Кобальт в кобальтовых рудах, тантал в танталите, редкие земли иттриевой группы, серебро, висмут (в металле)	n	$n \cdot 10^1$	$n \cdot 10^2$	$n \cdot 10^3$	$n \cdot 10^4$

Примечание: Цифрами указан порядок суммарных запасов полезного ископаемого или металла в тоннах, n — целое число от 1 до 9; числа $10^1, 10^2, 10^3, 10^4$ означают запас металла или руды в месторождениях (в тоннах), т. е. соответственно 100 т, 1000 т, . . . 100 млн. т, 1 млрд. т.

В табл. 3 приведено примерное распределение запасов и добычи руд ряда черных, цветных, редких и благородных металлов по месторождениям трех основных групп — крупных, средних и мелких.

Из табл. 3 видно, что хотя крупные месторождения составляют очень небольшую часть от общего числа известных в настоящее время месторождений (в среднем около 7%), на долю их приходится значительно больше половины (в среднем 65%) от общих запасов металлов и несколько больше половины (в среднем 54%) от суммарной добычи перечисленных металлов.

На втором месте как по доле в запасах (26%), так и по доле в общей добыче (30%) стоят средние по масштабу месторож-

дения, а мелкие месторождения, преобладая над другими группами численно почти по всем металлам, занимают незначительную долю в запасах (9%) и последнее место по добыче (16%).

Есть основания предполагать, что со временем роль мелких месторождений в запасах и добыче руд должна еще снизиться, а крупных возрасти. Открытие в нашей стране за последние годы ряда крупных месторождений меди, свинца — цинка, золота, никеля и др. и вовлечение их в эксплуатацию существенно увеличит роль этой группы месторождений.

Таблица 3

Распределение запасов и добычи некоторых металлов по месторождениям различного масштаба (%)

Металлы	Месторождения								
	крупные			средние			мелкие		
	число	запасы	добыча	число	запасы	добыча	число	запасы	добыча
Железо	13	91	81	22	5	8	65	4	11
Медь	4	66	64	17	26	23	79	8	13
Свинец	2	39	29	10	37	39	88	24	32
Цинк	3	54	42	14	32	42	83	14	16
Вольфрам	3	72	50	8	19	22	89	9	28
Молибден	4	51	40	16	37	27	80	12	33
Сурьма	8	36	45	48	60	47	44	4	8
Ртуть	8	77	82	23	16	17	69	7	1
Кобальт	11	82	39	33	15	51	56	3	10
Золото	13	85	70	39	13	19	48	2	11
Среднее	7	65	54	23	26	30	70	9	16

Крупнейшее в мире уникальное железорудное месторождение КМА в будущем, несомненно, займет ведущее место в СССР не только по запасам, но и по добыче железных руд.

Линейные размеры рудных тел характеризуются обычно тремя измерениями: мощностью, длиной по простиранию и глубиной распространения. Важным измерителем является также рудная площадь.

По мощности рудные тела следует делить на пять групп.

Очень тонкие — рудные тела мощностью меньше 0,7 м, при разработке которых как проходка подготовительных выработок, так и очистная выемка сопровождаются подрывкой вмещающих пород.

Тонкие — рудные тела мощностью от 0,7 до 2 м, при разработке которых очистную выемку можно вести без подрывки вмещающих пород, но при проведении горизонтальных подготовительных выработок по которым в большинстве случаев требуется подрывка.

Средней мощности — рудные тела мощностью от 2 до 5 м. Разрабатываются без подрывки вмещающих пород как при очистной выемке, так и в подготовительных выработках. Верхняя граница мощности (5 м) соответствует предельной длине распорной крепи.

Мощные — рудные тела мощностью от 5 до 15—20 м, очистная выемка в которых при крутом падении может производиться по простиранию на всю мощность.

Очень мощные — рудные тела мощностью больше 15—20 м. Для очистной выемки такие рудные тела разделяют по мощности на части или же выемку ведут блоками вкрест простирания.

Терминами тонкое, мощное, очень мощное рудное тело в различных горнорудных районах нередко пользуются по-разному. Так, например, в Криворожском железорудном бассейне, где разрабатываются преобладающе рудные тела с большими размерами, тонкими называют рудные тела мощностью менее 10—12 м, мощными — свыше 25—30 м и очень мощными — свыше 50 м. Напротив, на большинстве рудников, разрабатывающих жильные месторождения золота, олова, урана и др., жилы мощностью 2—3 м часто называют мощными потому, что подавляющая масса жил имеет мощность менее 1 м, а жилы мощностью 0,5—1 м отвечают средней разрабатываемой мощности этого морфологического типа месторождений.

Приведенное разделение рудных тел по мощности базируется на единых горнотехнических признаках и устраняет произвольное использование этого понятия. Обычно мощность рудного тела принято обозначать буквой *m* и выражать в метрах.

Длина рудного тела по простиранию *L* измеряется в горизонтальном направлении и на различной глубине может быть неодинаковой, если рудное тело имеет по простиранию склонение.

Глубина распространения измеряется от верхней границы рудного тела до нижней по вертикали.

Глубина распространения *H* в разных частях рудного тела, так же как и длина по простиранию, может быть различной.

Рудной площадью, обозначаемой обычно *S*, называют площадь горизонтального сечения рудного тела

$$S = mL, \text{ м}^2. \quad (3)$$

Поскольку мощность рудного тела *m*, так же как и длина по простиранию *L* на разной глубине, может быть (и часто бывает) переменной, то и рудная площадь *S* с глубиной может изменяться в широких пределах.

Если месторождение состоит из ряда рудных тел, то под рудной площадью месторождения подразумевается суммарная рудная площадь всех рудных тел на данном горизонте. Рудная

площадь всего месторождения, так же как и рудная площадь составляющих его рудных тел, с глубиной может сильно изменяться. Для общей характеристики размеров рудного тела или месторождения называют их среднюю рудную площадь или пределы ее колебаний.

По углу падения месторождения делят на горизонтальные и пологопадающие с углом падения от 0 до 25—30°; наклонные с углом падения от 25 до 45—50° и крутопадающие с углом падения свыше 45—50°.

Это деление, так же как и деление по мощности, связано с существенным изменением условий разработки и применением при разных углах падения различных способов очистной выемки.

Приведенные выше понятия о мощности, рудной площади и выражение через площадь геологических запасов удобны и применимы только для крутопадающих рудных тел. Для пологопадающих рудных тел пользуются понятием «об истинной мощности», измеряемой по нормали к висячему и лежащему бокам; для горизонтальных рудных тел мощность — это их толщина по вертикали.

Для пологих и горизонтальных рудных тел приведенное понятие «рудная площадь» непригодно. Вместо него пользуются понятием «площадь рудного тела», которое можно представить как произведение его длины по простиранию на протяженность по падению.

Геологические запасы месторождения — это все количество руды, заключенное в пределах выявленной части месторождения. Запасы руды с содержанием металла ниже установленного промышленного минимума, как уже отмечалось, обычно выделяют в особую группу *забалансовых* запасов.

Кроме «геологических запасов» выделяют запасы «промышленные» и «эксплуатационные».

Промышленные — это запасы месторождения, разработка которых в данное время экономически целесообразна. Ту часть промышленных запасов, которую можно извлечь из месторождения, исключив неизбежные потери при эксплуатации, называют *эксплуатационными* запасами.

По степени изученности месторождения и его частей геологические запасы согласно действующему в СССР «Положению о порядке передачи полезных ископаемых для промышленного освоения» подразделяются на пять категорий: А, А₁, В, С₁ и С₂. Подробно классификация запасов рассматривается в других курсах, поэтому ограничимся здесь самой краткой характеристикой категорий.

Наиболее изученными по составу и технологическим свойствам, полностью оконтуренными горными выработками являются запасы категорий А, и А₁. Запасы категории В оконтурены горными выработками и буровыми скважинами и изучены

менее детально. Запасы категории C_1 примыкают к запасам категорий А и В, установлены на основе редкой сети скважин или отдельных горных выработок и в технологическом отношении изучены только предварительно. Еще менее разведанными и изученными являются запасы категории C_2 ; часто они подсчитываются на основании отдельных скважин, общего геологического прогноза и геофизических данных.

«Положением» предусматривается, что разработка проектов горных предприятий и финансирование их строительства может производиться только на основе балансовых запасов категорий $A + B + C$. Если разведка части запасов до категории А вследствие сложности строения месторождения или распределения в нем полезных компонентов нецелесообразна, то проектирование и строительство можно вести на основании балансовых запасов категорий $B + C$. Для отдельных особо сложных по своему характеру месторождений допускается проектирование и строительство предприятий на основании запасов категории C_1 , если условия разработки месторождения, качество полезного ископаемого и технология его переработки выяснены достаточно полно.

При проектировании наряду с запасами других категорий для определения перспектив развития предприятия учитываются также запасы категории C_2 .

Соотношение величины запасов категорий А, В и C_1 необходимое для обоснования проектирования и капиталовложений, определяется особой таблицей Положения.

Проектирование рудников разрешается, как правило, после утверждения запасов Государственной комиссией по запасам {ГКЗ} или Территориальной комиссией по запасам (ТКЗ).

Запасы рудных полезных ископаемых измеряются в объемных и весовых количествах руд и весовом количестве содержащихся в них полезных компонентов (металлов).

Иногда величина промышленных запасов может колебаться в очень широких пределах, в зависимости от предъявляемых к рудам требований (кондиций), условий залегания месторождений и принятых систем для их разработки.

Для подсчета запасов, а в еще большей степени для разработки месторождения очень важную роль играет характер — равномерность распределения полезных компонентов в рудном теле.

По этому признаку можно выделить три основных типа месторождений:

с равномерным распределением полезных компонентов, т. е. с постоянным (незначительно изменяющимся) содержанием на различных участках;

с непостоянным, но постепенно или закономерно изменяющимся содержанием;

с непостоянным, резко и незакономерно изменяющимся содержанием полезных компонентов.

Руды почти любого металла — железные, марганцевые, медные, медно-никелевые, свинцово-цинковые, полиметаллические, вольфрамо-молибденовые, оловянные, золотые и др. встречаются в месторождениях каждого из трех приведенных типов. Однако можно отметить преобладание первого и второго типа среди месторождений черных металлов, а второго и третьего — среди месторождений цветных, благородных и редких металлов.

При подсчете запасов, а также для общей характеристики рудных тел пользуются понятием «коэффициент рудоносности».

В практике подсчета запасов под коэффициентом рудоносности понимается отношение объема промышленной руды к общему объему рудного тела.

Для характеристики степени постоянства промышленного оруденения пользуются понятием площадной коэффициент рудоносности, который выражает отношение суммарной площади промышленного оруденения к общей площади рудного тела, измеряемой в плоскости падения для пластовых, пластообразных и жильных тел, или в сечении плоскостью иного направления. Например, для штокообразных тел — горизонтальной плоскостью.

Продуктивность рудного тела иногда выражают запасом полезного ископаемого на единицу площади в плоскости падения рудного тела или метро-процентом, т. е. произведением мощности рудного тела в метрах на содержание полезных компонентов в процентах.

Так, например, продуктивность пластов медистых песчаников в Мансфельде (ГДР) принято выражать запасом меди в килограммах на 1 м^2 пласта; продуктивность золотоносных жил — запасом золота в граммах на 1 м^2 жильной площади; продуктивность ураноносных жил часто выражают выходом штуфной руды или количеством урана с 1 м^2 жильной площади.

Для горнотехнических расчетов очень полезен показатель продуктивности крутопадающих месторождений P , выражаемый промышленным запасом руды в месторождении (рудном теле) на 1 м его распространения в глубину по вертикали. Численно в м^3 он равен произведению рудной площади S на 1 м , т. е. $P = S \text{ м}^3/\text{м}$.

§ 5. ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУД И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Наибольшее влияние на разработку любого месторождения оказывают физико-механические свойства руды и вмещающих горных пород: крепость и устойчивость.

Эти свойства характеризуют массив и отдельный кусок руды (породы) в очень широком смысле, поэтому, хотя они рассматриваются также в других учебных курсах, необходимо остановиться на понятиях крепость и устойчивость с точки зрения задач данного курса.

Крепость является комплексным свойством и в свою очередь определяется сочетанием ряда элементарных свойств горной породы, прежде всего ее твердостью, вязкостью, трещиноватостью, наличием инородных, более слабых, чем сама порода, прослоев и включений. Сочетание этих свойств определяет сопротивляемость массива породы воздействию двух главных технологических операций при разработке — бурения и взрывания, а также оказывает решающее влияние на выбор системы разработки, машин и инструментов, применяемых при добыче, на производительность труда горнорабочих, расход материалов и стоимость добычи.

Устойчивость горной породы связана с сочетанием тех же элементарных ее свойств и выражается в способности массива породы и его обнаженных (снизу или с боков) поверхностей сохранять свою цельность, не обрушаясь общей массой или отдельными слоями и кусками.

Насколько важна при разработке месторождений устойчивость руды и вмещающих пород, можно видеть из того, что в качестве основного признака многих классификаций систем подземной разработки рудных месторождений принят способ поддержания руды и вмещающих пород, а выбор последнего зависит в первую очередь от устойчивости руды и пород.

Особо важное место среди элементарных физико-механических свойств пород занимает трещиноватость и слоистость.

Горные породы в большинстве своем не являются сплошными упругими телами. Трещины от микроскопических до зияющих видимых, слоистость, кливаж разделяют массив породы на отдельные куски, поэтому механическая прочность куска, как правило, бывает выше, чем самого массива.

Естественная нарушенность горных пород имеет исключительно большое значение при разработке месторождений как с точки зрения устойчивости породы, проявлений горного давления, так и для разрушения породы взрывом или бурения в ней скважин.

Первостепенная роль естественной трещиноватости горных пород при их взрывной отбойке, однако, не исключает важности таких показателей, как модуль упругости, коэффициент Пуассона, плотность, временное сопротивление сжатию и растяжению.

По мере увеличения частоты трещин в массиве горной породы требуется меньше энергии, чтобы разрушить его действием взрыва. Степень нарушенности массива трещинами может быть настолько велика, что, будучи подсеченным снизу, он начнет

обрушаться под действием собственного веса, без приложения энергии взрывчатого вещества. На этом принципе построены системы этажного самообрушения.

В зависимости от положения заряда относительно генерального направления системы трещин влияние их на качество дробления (кусковатость) будет различно. Важно также, являются ли трещины зияющими или они заполнены скрепляющим цементом. Цемент трещин часто может передавать энергию ударной волны взрыва соседним слоям рудного массива и тем способствовать лучшему их дроблению. Кроме того, если прочность цемента больше прочности массива, то взрывное разрушение может развиваться как в монолитном ненарушенном массиве; в противоположном случае, т. е. когда прочность массива выше прочности цемента, разрушение будет идти по трещинам, заполненным цементом.

Для оценки трещиноватости с точки зрения устойчивости массива породы и эффекта взрывного его разрушения можно выделить три основных вида расположения трещин.

Первый — трещины развиты преимущественно в одном направлении и образуют достаточно отчетливо выраженную слоистость массива. Независимо от направления этой слоистости относительно оси взрывных скважин потери энергии взрыва и разрушение самого массива в значительной мере будут определяться только этой системой трещин. Такая слоистость оказывает решающее влияние также на устойчивость массива при разном направлении его подсечки.

Второй — трещины развиты также в одном направлении, но имеют резко различные азимуты и углы падения, образуя столбчатые отдельности. Такое развитие трещин наблюдается в рудных месторождениях сравнительно редко.

Третий, наиболее распространенный в рудных месторождениях, когда несколько неодинаково ориентированных систем трещин разбивают весь массив на отдельные блоки различных размеров. В этом случае частота развития трещин определяет размер естественной отдельности, которая, в свою очередь, характеризует устойчивость и возможное качество дробления.

Для технологической оценки дробимости массива породы в зависимости от трещиноватости в качестве классификационного признака принимают величину расстояния между трещинами в массиве или максимальный размер отдельности, ограниченной трещинами.

Простой и практически полезной для характеристики массива породы является классификация горных пород по трещиноватости, предложенная Н. Ф. Замесовым (табл. 4).

Принятые в классификации интервалы трещиноватости характеризуют современные требования на кондиции при дроблении пород взрывом.

Классификация горных пород по трещиноватости

Классы пород	Группы пород	Основной признак — расстояние между трещинами или максимальный размер отдельности, мм
Слоистые породы	Тонкослоистые	0—300
	Среднеслоистые	300—600
	Толстоплитчатые	600—900
	Слабо слоистые	900—1500
	Относительно монолитные	Свыше 1500
Блочные породы	Мелкоблочные	0—300
	Среднеблочные	300—600
	Блочные	600—900
	Крупноблочные	900—1500
	Относительно монолитные	Свыше 1500
Монолитные породы	—	Свыше 2000—3000

При выборе систем и технологии подземной разработки рудных месторождений, определении производительности машин и труда, расхода материалов и др. довольно широко пользуются общеизвестной классификацией горных пород по коэффициенту крепости проф. М. М. Протоdjаконова. Наряду с нею, для расчета норм и показателей по бурению и взрывной отбойке применяют самостоятельные классификации по буримости и взрываемости. Поскольку они рассматриваются в других учебных курсах, останавливаться на них не будем.

Для характеристики устойчивости пород еще не создано классификации, которая позволяла бы определять расчетом для любых условий величину безопасного пролета обнажения, величину возможного горного давления, размер необходимой крепи и т. д. Это объясняется, прежде всего, чрезвычайным разнообразием пород и условий их залегания, а также влиянием большого числа внешних условий.

Одни породы допускают обнажение снизу на огромной площади и не обрушаются годами и десятилетиями; другие нуждаются в поддержании лишь в отдельных местах; третьи обрушаются сразу или через короткое время после их обнажения хотя бы на небольшой площади; наконец, некоторые породы совсем не допускают обнажения и сразу же обрушаются, если немедленно не поставить крепь.

На устойчивость массива оказывают огромное влияние также различные внешние условия, например глубина расположения горной выработки от земной поверхности, направление ее по отношению к горизонту, форма и размеры поперечного сечения выработки и многие другие.

При выборе систем разработки, способа поддержания выработанного пространства и площади допускаемого обнажения мы будем пользоваться следующим разделением пород по их устойчивости на пять групп:

Очень неустойчивые, которые совсем не допускают обнажения кровли и боков выработки и, как правило, требуют применения опережающей крепи. При разработке рудных месторождений такие породы (пльвуны, сыпучие, рыхлые породы) встречаются редко.

Неустойчивые — допускают небольшое обнажение кровли, но требуют прочного поддержания ее вслед за выемкой; встречаются чаще, чем породы первой группы.

Средней устойчивости — допускают обнажение кровли на сравнительно большой площади, но при длительном обнажении требуют поддержания.

Устойчивые — допускают обнажение кровли и боков на большой площади и нуждаются в поддержании только в отдельных местах.

Очень устойчивые — допускают огромное обнажение как снизу, так и с боков и длительное время (годы и десятки лет) могут стоять, не обрушаясь, без поддержания. Породы этой группы встречаются реже, чем двух предыдущих групп.

Породы 3-й и 4-й групп при разработке рудных месторождений являются наиболее характерными.

Для оценки устойчивости горных пород важен также характер обрушения: происходит ли оно сразу на всей площади обнажения или постепенно, на небольших участках в виде вывалов отдельных глыб и слоев; можно ли по внешним признакам заранее предвидеть обрушение и его размеры или оно происходит внезапно. Часто породы сразу после обнажения не проявляют признаков неустойчивости, но через некоторое время под действием горного давления и атмосферных агентов теряют устойчивость и начинают обрушаться.

В практике пользуются также следующими определениями для характеристики строения руд:

Массивные — монолитные, почти без трещин, слоистости и нарушающих монолитность включений; применительно к приведенному выше разделению по устойчивости массивные руды отвечают 5-й и 4-й группам пород, т. е. очень устойчивым и устойчивым.

Трещиноватые, которые в свою очередь можно разделить на слабо трещиноватые (крупноблочные и блочные по классификации трещиноватости) и сильно трещиноватые (среднеблочные и мелкоблочные). Слабо трещиноватые отвечают 4-й и 3-й группам пород по устойчивости, т. е. устойчивым и средней устойчивости, а сильно трещиноватые — 3-й и 2-й группам, т. е. средней устойчивости и неустойчивым.

Слоистые, так же как и трещиноватые, в зависимости от толщины слоев и прочности связи между ними, соответствуют 3-й и 2-й группам пород по устойчивости. Только в порядке исключения, при толщине слоев свыше 1000—1500 мм, слоистые руды можно отнести к 4-й группе, т. е. к устойчивым.

Рыхлые — соответствуют 2-й и 1-й группам пород по устойчивости.

Строение руды, вместе с твердостью основных слагающих ее минералов, оказывает решающее влияние на кусковатость отбитой руды, т. е. на крупность и количественное соотношение кусков различных размеров в общей массе отбитой руды. Характеристика отбитой руды по процентному содержанию в ней кусков различных размеров выражается гранулометрическим составом.

Так как куски отбитой руды имеют большей частью неправильную форму, то крупность куска считают средний его размер по трем взаимно перпендикулярным направлениям.

Существуют различные градации кусковатости. Наиболее проста и удобна из них следующая.

Рудная мелочь — от рудной пыли до кусков с поперечными размерами 100 мм. Иногда при разработке жильных месторождений из отбитой рудной массы отбирают пустую породу; в этом случае выделяют особую градацию — не сортируемую мелочь с размерами кусков менее 50 мм.

Руда средней крупности — от 100 до 250—300 мм.

Руда крупнокусковатая — от 250—300 до 500—600 мм.

Руда очень крупная — более 500—600 мм.

Кусковатость руды при отбойке зависит от: физико-механических свойств в массиве, применяемого способа и условий отбойки, диаметра взрывных шпуров и скважин, их расположения, типа взрывчатого вещества, способа взрывания.

Кондиционным куском руды принято называть кусок с максимально допустимым размером (по наибольшему из трех его измерений), который можно выдавать из добычного блока для погрузки в откаточные сосуды. При подземной разработке он колеблется в среднем от 300 до 700 мм и в пределе достигает 1000 мм.

Размер кондиционного куска оказывает огромное влияние на выбор оборудования для всех производственных процессов добычи — отбойки, вторичного дробления, доставки, погрузки, транспортирования, сортировки.

Куски руды, превышающие кондиционные размеры, принято называть негабаритом.

Весовое количество негабаритных кусков в общей массе отбитой руды, выраженное в процентах, называют выходом негабарита. Обычно он не превышает 5—10%, хотя в отдель-

ных случаях, при особо неблагоприятном строении рудного массива или неправильно выбранной технологии отбойки руды, достигает 20 и даже 30%.

Большой выход негабарита приводит к резкому росту расходов на вторичное дробление руды, доставку, выпуск и погрузку ее, а также к снижению интенсивности разработки, ухудшению санитарно-гигиенических условий и безопасности труда горных рабочих, нередко — к росту расходов на ремонт выработок и оборудования и к другим вредным последствиям. Как правило, выход негабарита, превышающий 10%, следует считать недопустимым, находить его причины и устранять их.

За последние годы наблюдается заметное увеличение размеров кондиционного куска благодаря применению все более мощного оборудования, что позволяет повысить производственную мощность предприятия и производительность труда, снизить себестоимость добычи. Но вместе с тем, по указанным выше причинам, все более усиливаются требования к снижению выхода негабарита. Увеличение размера кондиционного куска способствует снижению выхода негабарита.

Объемный вес. По объемному весу различают руды тяжелые — объемным весом больше $3,5 \text{ т/м}^3$, средние объемным весом $2,5—3,5 \text{ т/м}^3$ и легкие объемным весом менее $2,5 \text{ т/м}^3$.

Разрыхляемость. После отделения от массива и дробления на куски отбитая руда увеличивается в объеме. Отношение объема отбитой руды к объему, который она занимала в массиве, называется коэффициентом разрыхления. В зависимости от условий, в которых производится отбойка массива — на свободное пространство или на ранее отбитый материал, т. е. в «зажатой среде», от гранулометрического состава отбитой руды и других свойств коэффициент разрыхления одной и той же руды (породы) может изменяться в широких пределах — от 1,5 до 1,1.

На условия разработки оказывают влияние также такие физико-механические и химические свойства руд, как слеживаемость, окисляемость, возгораемость и самовозгораемость, влагеомкость.

Слеживаемость. Большие массы отбитой руды, находясь длительное, а иногда и относительно короткое время в неподвижном состоянии, подвергаются слеживанию, т. е. превращаются в плотную компактную массу. Склонностью к слеживанию обладают руды, в которых присутствует глинистый материал, а также тонкие и липкие фракции. Некоторые сульфидные руды, в частности руды с большим количеством пирротина, слеживаются также вследствие окисления поверхности кусков руды и образования на ней пленки спекающихся сульфатов.

Слеживаемость вызывает серьезные затруднения в процессе разработки и вынуждает иногда отказываться от применения

некоторых эффективных систем, например с магазинированием отбитой руды.

Окисляемость отбитых сульфидных руд при долгом их хранении иногда затрудняет их обогащение (флотацию) и приводит к снижению коэффициента извлечения рудных минералов из руды. Поэтому со склонностью отбитой руды к окислению приходится серьезно считаться.

Возгораемость и самовозгораемость свойственны некоторым колчеданным рудам с высоким содержанием серы. Самовозгорание отбитой руды происходит вследствие их окисления с выделением тепла, особенно в присутствии древесины. Подземные пожары, вызываемые возгоранием и самовозгоранием сульфидных руд, часто приносят огромный материальный ущерб. Причиной таких пожаров, кроме открытого огня, нередко является неправильный выбор системы разработки или несоблюдение правил технической эксплуатации.

Влагоемкость. Руды в природном состоянии и в отбитом виде делят на мокрые, влажные и сухие. Влажность руды зависит от притока воды в руднике и в не меньшей степени от влагоемкости руды. Так, на железных рудниках Криворожского бассейна, в мокрых забоях 1 м³ руды «синьки» поглощает до 200—280 л воды; 1 м³ «красковой» руды — 140—190 л, а боковые породы — железистые кварциты — в несколько раз меньше. Влажность способствует ее слеживанию, а в зимнее время вызывает вредное и труднопреодолимое явление смерзания.

§ 6. ОПРОБОВАНИЕ РУД В ПРОЦЕССЕ РАЗВЕДКИ И РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Опробование руд служит для установления содержания в них полезных компонентов и вредных примесей, для выбора наиболее эффективной технологии переработки руды, выявления границ промышленного оруденения, а также для учета потерь и разубоживания руды при добыче.

Различают опробование: разведочных, подготовительных и очистных выработок (опробование в массиве); разведочных и взрывных буровых скважин (керна, буровой муки и бурового шлама); добытой руды.

Опробование включает в себя операции: взятия пробы, подготовки ее (измельчения и сокращения) и анализа.

Опробование руды в массиве — в забое осуществляется различными методами, выбираемыми с учетом особенностей руды, содержания и распределения в ней полезных компонентов и цели, для которой берется проба.

Точечное опробование заключается в отборе в забое по определенной сетке (обычно квадратной или прямоугольной)

в углах или середине ее кусочков руды, из которых составляется общая проба.

Бороздовое опробование состоит в выемке на поверхности забоя или его стенок борозд-канавок шириной от 15—20 до 100 и 200 мм, а глубиной от 10 до 50 мм, редко до 100 мм и более. Выбор ширины, глубины борозд и расстояния между ними зависит от равномерности распределения в руде полезных компонентов и от ее крепости. Чем неравномернее распределение полезных компонентов, тем шире делают борозды или тем ближе их располагают одна от другой. Направление борозд должно совпадать с направлением наибольших колебаний качественного состава руды.

Расстояние между бороздами обычно изменяется от 1 до 5 м; вес пробы с 1 м борозды от 1 до 3—4 кг.

Опробование задиркой заключается в отбойке тонкого (5—10 см) ровного слоя руды от поверхности забоя, кровли, боковых стенок или почвы выработки.

Иногда руду подвергают валовому опробованию, т. е. берут пробу всей отбиваемой горной массы при проходке выработки или часть ее через определенные интервалы (например, каждую пятую или десятую лопату). Такой способ опробования при эксплуатационной разведке применяется редко. Его обычно используют при геологической разведке для взятия технологических проб.

Наиболее распространено в практике эксплуатационной разведки бороздовое опробование.

Опробование буровых скважин и шпуров осуществляется взятием для анализа кернов (из буровых скважин) или буровой муки и шлама из шпуров и взрывных скважин. Для сбора буровой муки и шлама пользуются специальными приспособлениями.

Добытую руду опробуют несколькими методами.

Опробование методом вычерпывания (горстевое) применяют в забоях после отбойки руды. Для этого на отбитую руду накладывают веревочную сетку и из середины ее квадратов отбирают порции определенного веса, составляющие общую пробу. Если в точке отбора встречаются крупные куски, то от них молотком отбивают куски, соответствующие принятому весу частичных проб.

Опробование руды в вагонетках ведут путем взятия небольших порций с поверхности руды в двух-пяти точках. Общий вес пробы из одной вагонетки составляет 1—2 кг. Обычно опробуют не все вагонетки, а каждую вторую, третью, десятую и т. д. в зависимости от равномерности содержания полезных компонентов в руде.

Пробы из вагонеток отбирают в околоствольном дворе, около центральных рудоспусков или на поверхности. Так как по биркам

можно установить место, откуда загрузалась каждая вагонетка, то такой метод опробования позволяет определять содержание полезных компонентов и вредных примесей не только по руднику (шахте) в целом, но и по отдельным рудным телам, этажам, блокам за любой период времени.

Опробование руды в железнодорожных вагонах аналогично опробованию в вагонетках и отличается от него лишь взятием порций из большего числа точек по установленной опытным путем сетке. Вес пробы из каждого вагона обычно не менее 0,1 кг на 1 г руды. Опробование из вагонов дает достаточно точные результаты, но не может характеризовать содержание полезных компонентов и вредных примесей по отдельным рудным телам, этажам, блокам. Поэтому вагонное опробование используется только для контроля работы рудника в целом и для расчетов с потребителями руды.

Опробование руды из отвалов текущей добычи на поверхности или из старых отвалов осуществляют бороздами через определенные интервалы или точечным методом с поверхности отвала через 1—3 м.

§ 7. ЗАДАЧИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНОЙ И МАРКШЕЙДЕРСКОЙ СЛУЖБЫ

Геологическая разведка, как средство изучения месторождения, включает три последовательные стадии: предварительную, детальную и эксплуатационную разведку.

В стадии предварительной разведки запасы полезного ископаемого, форма и размеры рудных тел, характеристика руды и вмещающих пород определяются приближенно.

В результате предварительной разведки решается основной вопрос — о промышленном значении и экономической целесообразности дальнейшей разведки и эксплуатации месторождения.

В задачу детальную разведку входит выявление таких данных о месторождении, которые позволяют уточнить величину запасов руды по категориям, выбрать эффективный способ вскрытия и разработки месторождения и отдельных его частей, технологию переработки руды, установить оптимальный масштаб добычи руды из месторождения.

Детальная разведка проводится как до начала эксплуатации, так и в процессе эксплуатации. В последнем случае ее называют эксплуатационной разведкой. Она уточняет и пополняет данные, полученные детальную разведкой до начала строительства рудника.

Вопрос о взаимной связи между разведкой и разработкой, о надежности данных разведки и правильном их использовании

очень важен для успеха работы предприятия, особенно при невыдержанных, сложных месторождениях.

Эксплуатационная разведка состоит в проведении горных выработок, бурении скважин и взятии проб руды для анализов. Для эксплуатационной разведки стремятся использовать горные выработки, предназначенные для вскрытия и подготовки месторождения, а новые разведочные выработки располагать таким образом и придавать им такие размеры, чтобы было возможно использовать их впоследствии для вскрытия, подготовки и других целей.

Бурением скважин уточняют контуры рудных тел на новых горизонтах, а если кроме основного рудного тела имеются параллельные или слепые рудные тела, то и на разрабатываемых горизонтах.

Горными выработками — квершлагами, ортами, штреками, восстающими — обыкновенно разведывают рудные тела на вновь вскрытых этажах.

Тесное сотрудничество геолога-разведчика и горняка-эксплуатационника, взаимопонимание и постоянный контакт в их работе возможны только при отчетливом усвоении взаимных требований.

Основные требования, предъявляемые к разведке нового месторождения, состоят в следующем:

1. Установить запасы и содержание металлов в рудах каждой категории. Запасы первоначально определяются геологические, а после технико-экономических расчетов, устанавливающих пределы экономической выгоды разработки, подсчитываются промышленные запасы. Вместе с подсчетом запасов выявляются морфология, размеры и все элементы залегания рудных тел месторождения, характер распределения полезных компонентов, разделение руд по технологическим типам и промышленной ценности.

2. Дать характеристику руды и вмещающих пород по их петрографическим, минералогическим, структурным и прочим признакам, физико-механическим свойствам, водоносности и др. Характеристика должна быть известна не только для пород, непосредственно примыкающих к месторождению, но и для пород, лежащих над ними вплоть до поверхности.

3. Для целей обогащения и металлургии выявить данные о химической природе рудных минералов, их количественных соотношениях, возможности изменения этих соотношений и появления новых рудных минералов и их ассоциаций с глубиной.

4. Выявить необходимые данные о гидрогеологии месторождения и рельефе поверхности.

5. Установить генезис месторождения, дать геологический прогноз как в отношении рассматриваемого месторождения, так и в целом района, где оно расположено.

Требования, предъявляемые к геологоразведочной службе уже разрабатываемого месторождения, существенно отличаются. Для вновь разведываемых участков они включают полностью, или с небольшими исключениями, все перечисленные пункты требований, предъявляемых к разведке нового месторождения.

Для разведанных ранее запасов — перевод запасов из низших категорий в высшие.

Уточнение данных о характере рудных тел, руды и боковых пород на подготавливаемых и эксплуатируемых участках. Опробование забоев и подсчет запасов в подготовленных к выемке блоках.

Надзор за геологическими нарушениями, разветвлениями рудных тел, задание направлений проходки подготовительных выработок.

Маркшейдерская служба выполняет наряду со своими специальными задачами также ряд задач, относящихся одновременно и к геологоразведочной службе.

1. Совместно с геологоразведочной службой: осуществляет контроль за полнотой и правильностью разработки месторождения; ведет учет добычи, потерь и разубоживания руды; участвует в планировании горных работ на основе данных подсчета запасов и геолого-маркшейдерской документации, учете и анализе движения запасов полезного ископаемого.

2. Выполняет своевременную систематическую съемку горных выработок и изображение их на маркшейдерских планах.

3. Решает различные горногеометрические задачи, возникающие в процессе строительства и эксплуатационной деятельности рудника.

4. Изучает процесс сдвижения и обрушения горных пород, устанавливает меры охраны поверхностных и подземных сооружений от вредного влияния горных работ и ведет контроль за осуществлением этих мер.

Глава II * ОБЩИЙ ПОРЯДОК ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ОСНОВНЫЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ И ТЕРМИНЫ

Для разработки месторождения полезного ископаемого, содержащего часто с разведкой месторождения и с переработкой добытого полезного ископаемого, создается горное предприятие. Наиболее распространенным типом горных предприятий является рудник.

Рудником называется горное предприятие, производящее разработку месторождения на отведенном для него участке земли (горном отводе), состоящее из одной или нескольких производственных единиц — шахт, штолен, карьеров и различных поверхностных цехов. Рудник как предприятие имеет единое административно-техническое управление.

Шахтой называют самостоятельную производственную единицу, входящую в состав горного предприятия или рудника, которая выполняет подземную добычу полезного ископаемого в пределах отведенной для нее части месторождения.

Чтобы отличить понятие о шахте как производственной единице от понятия о шахте как горной выработке, шахту принято выражать термином стволом шахты (или шахтным стволом).

Шахтой часто называют самостоятельную производственную единицу, выполняющую подземную добычу даже в том случае, когда месторождение вскрыто не шахтным стволом, а штольной (или штольнями).

Часть месторождения, отведенную для разработки рудником или шахтой, называют соответственно рудничным полем или шахтным полем.

Рудничное поле часто включает в себя все месторождение, а не часть его. Рудничное поле может состоять из нескольких шахтных полей или из одного шахтного поля. В последнем случае понятия рудник и шахта совпадают.

Разработку шахтных полей, входящих в состав одного рудничного поля, ведут одновременно, последовательно или смешанно.

Наиболее распространены на практике одновременная и смешанная разработка нескольких шахтных полей; последовательная разработка встречается довольно редко.

Смешанная, т. е. одновременно-последовательная разработка шахтных полей возможна в двух основных вариантах: шахтные поля включаются в разработку сначала последовательно, по мере того как заканчивается разведка новых участков месторождения, после чего разработка нескольких шахтных полей протекает одновременно; одна группа шахтных полей включается

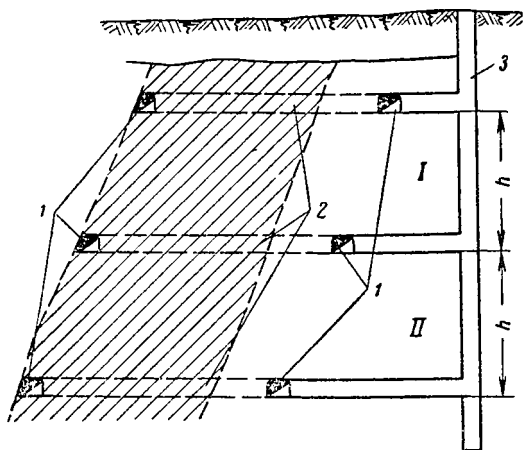


Рис. 14. Разделение мощного рудного тела на этажи:

1 — штреки; 2 — орты; 3 — ствол шахты

в разработку одновременно, а другая последовательно, после окончания разработки первой.

При выборе последовательности разработки шахтных полей на месторождении необходимо учесть многих факторов: степени разведанности месторождения, его длины, глубины распространения и угла падения, требуемой годовой добычи полезного ископаемого, условий строительства и др.

Шахтное поле разделяется подготовительными выработками на самостоятельные участки — этажи или панели.

По верхней и нижней границам этажа проходят штреки, которые осуществляют связь очистных выработок с шахтными стволами. Эти штреки называются этажными, основными или главными откаточными.

В мощных месторождениях по верхней и нижней границам этажа часто проводят не один, а несколько параллельных этажных штреков или полевой этажный штрек и от него — орты (рис. 14).

Совокупность горизонтальных выработок, пройденных по нижней границе этажа, называют основным горизонтом.

Таким образом, этаж — это часть шахтного поля, ограниченная по падению откаточными штреками, а по простиранию — границами шахтного поля.

Шахтное поле в горизонтальных или очень пологих месторождениях обычно делят на панели — прямоугольные участки, ограниченные откаточными штреками.

По числу одновременно разрабатываемых этажей в шахтном поле различают одноэтажную, двухэтажную и многоэтажную разработку.

Число одновременно разрабатываемых этажей зависит от многих факторов, в первую очередь от применяемой системы разработки, заданной годовой производительности шахты, скорости подготовки и очистной выемки. Одновременная разработка двух и более этажей часто бывает вызвана тем, что заданную годовую производительность шахты нельзя достигнуть при работе на одном этаже. Однако не всякие горногеологические условия допускают очистную выемку одновременно на нескольких этажах; в некоторых случаях такая возможность бывает исключена.

Этажи, как правило, отрабатывают в нисходящем порядке, т.е. сверху вниз. Обратный—восходящий порядок отработки этажей встречается в практике только в порядке исключения.

§ 2. СТАДИИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ

Процесс подземной разработки на руднике или шахте состоит из трех стадий: вскрытия, подготовки и очистной выемки.

В начале разработки месторождения эти стадии выполняются во времени последовательно, а затем совмещаются.

Вскрытием называют проведение горных выработок земной поверхности к месторождению для его разработки.

Вскрывающие выработки — шахтные стволы, штольни, квершлагги — служат для транспортирования по ним добытой руды и породы на земную поверхность, доставки людей, оборудования, материалов, проветривания подземных выработок, осушения месторождения, водоотлива в процессе его разработки и для других целей.

Подготовкой или подготовительными работами называют проведение в определенном порядке совокупности горных выработок (штреков, восстающих, ортов и др.), которыми вскрытая часть месторождения разделяется для разработки на отдельные участки — этажи, блоки, панели, столбы. Горные выработки, которые проводят в уже подготовленных выемочных участках, необходимые непосредственно для осуществления выемки руды, принято называть нарезными выработками, а выполняемые при их проведении работы — нарезными работами.

Нарезные работы по технологии их производства наиболее близки к подготовительным работам, а по другим признакам — к очистным.

Очистной выемкой называют комплекс технологических операций, выполняемых непосредственно для извлечения руды из подготовленных и нарезанных участков месторождения.

В результате очистной выемки в рудном теле образуется выработанное пространство.

Затраты на проходку и оборудование выработок вскрытия, именуемых горнокапитальными выработками, относят за счет ассигнований на капитальное строительство и погашают по статье «Амортизация» путем отнесения их по установленным нормам на себестоимость добываемого полезного ископаемого.

Проходка и оборудование подготовительных выработок финансируются по основной деятельности предприятия со счета расходов так называемых «будущих лет». Они распределяются на соответствующий запас подготовленного этими выработками полезного ископаемого и погашаются в течение нескольких лет, по мере выемки этого запаса.

Затраты по проходке нарезных выработок включаются в себестоимость текущей добычи полезного ископаемого вместе с затратами на очистную выемку. В связи с этим нарезные выработки часто не отделяют от очистных, а проходку их считают начальной стадией очистной выемки.

Системой разработки называют определенный порядок подготовки и очистной выемки, принятый для разработки месторождения или его части.

Поскольку мы условились выше называть «подготовкой» проведение совокупности подготовительных и нарезных горных выработок, а «очистной выемкой» — комплекс технологических операций по непосредственному извлечению полезного ископаемого из месторождения, то такое определение понятия «система разработки» содержит в себе два главных и в равной степени важных признака.

Дальше (см. главу XI) будет приведено развернутое определение термина «система разработки».

Планомерная и эффективная разработка месторождения возможна при условии строгой увязки во времени и пространстве между вскрытием, подготовкой и очистной выемкой и при обеспеченности достаточными запасами вскрытого, подготовленного и готового к выемке полезного ископаемого.

Вскрытыми называют запасы руды в месторождении или его части, находящиеся выше горизонта подсечения их вскрывающими выработками.

Подготовленными называют запасы руды на участках месторождения, в которых полностью пройдены подготовительные выработки, предусмотренные принятой системой разработки.

Готовые к выемке — это запасы подготовленных участков (блоков, столбов, панелей), в которых полностью пройдены нарезные выработки, необходимые для производства очистной выемки.

Создание и постоянное сохранение резерва вскрытых подготовленных и готовых к выемке запасов, необходимых для того, чтобы:

планомерно и своевременно по мере отработки одних участков месторождения развивать добычу руды на других участках в количестве, установленном планом;

поддерживать равномерное содержание полезных компонентов в руде, направляемой на переработку;

иметь резервные участки на случай временного прекращения работ по вскрытию и подготовке или необходимости увеличения добычи руды, сверхустановленной планом;

иметь запас времени для эксплуатационной разведки и дренажа вводимых в эксплуатацию этажей и участков месторождения.

Существуют методы расчета необходимого резерва вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов, а также типовые нормативы для различных горногеологических условий.

§ 3. РАЗМЕРЫ ШАХТНЫХ ПОЛЕЙ И ВЫСОТА ЭТАЖА

Размеры шахтных полей по простиранию и падению зависят от большого числа факторов и в каждом отдельном случае устанавливаются технико-экономическим расчетом.

Длина шахтного поля по простиранию при разработке рудных месторождений принимается в среднем от 500 м до 1—2 км. Поэтому месторождения длиной по простиранию меньше 500—1000 м разрабатываются обычно одним шахтным полем. В последние годы все более частой становится разработка крупных месторождений шахтными полями длиной до 4—5 км и более.

На выбор размера шахтного поля при большой протяженности месторождения оказывают влияние много факторов, из которых рассмотрим наиболее важные.

Мощность и число рудных тел. С увеличением мощности и числа рудных тел длину шахтного поля при прочих равных условиях принимают меньшей.

Характер залегания месторождения. При выдержанном залегании и отсутствии значительных тектонических нарушений размеры шахтного поля принимают большими, чем в месторождениях нарушенных, недостаточно разведанных, с непостоянными элементами залегания.

Необходимая производительность рудника и срок существования шахт. Увеличение числа шахт на месторождении за счет сокращения размеров (длины) шахтных полей часто позволяет увеличить общую добычу руды из месторождения. Если при этом срок существования шахт и рудника в целом оказывается достаточным, то увеличивать размеры шахтных полей нецелесообразно.

Устойчивость руды и вмещающих пород. Большая длина шахтного поля при неустойчивых породах приводит к резкому увеличению расходов на крепление и ремонт подготовительных выработок.

Угол падения месторождения. Влияет в основном на длину шахтного поля по падению. Чем положе месторождение, тем меньше может быть размер шахтного поля по вертикали.

Глубина распространения месторождения. Шахтные поля небольшой длины по простиранию могут быть целесообразны, когда месторождение распространяется сравнительно неглубоко. В этом случае затраты на проведение, оборудование и содержание дополнительного шахтного ствола не так велики и окупаются экономией на подземном транспорте, вентиляции, передвижении людей и доставке материалов, а производительность рудника за счет дополнительного ствола может быть увеличена.

При определении размеров шахтного поля имеется в виду, что увеличение этих размеров позволяет снизить капитальные затраты на 1 m запасов по проходке и оборудованию стволов шахт, поверхностных сооружений у стволов и околоствольных выработок. Это объясняется тем, что с увеличением длины шахтного поля запасы руды возрастают в прямой пропорции, тогда как упомянутые капитальные затраты с увеличением длины шахтного поля возрастают в небольшой степени или даже остаются постоянными.

Но одновременно с увеличением размеров шахтного поля растет расстояние подземного транспорта полезного ископаемого, материалов, оборудования и людей. С увеличением длины и срока службы откаточных выработок растут расходы по их ремонту и поддержанию. С увеличением длины пути воздушной струи возрастает необходимая мощность вентиляторов, усложняется и удорожается вентиляция. Изменяя проектируемые размеры шахтного поля, мы одну часть указанных затрат и расходов уменьшаем, а другую — увеличиваем.

Оптимальный — это такой размер шахтного поля, при котором общая сумма всех переменных затрат и расходов на 1 m запасов является наименьшей.

Целесообразный размер шахтного поля устанавливаются обычно путем сравнения нескольких вариантов, учитывая приведенные выше технические и экономические факторы. Известен также аналитический метод решения этой задачи, но на практике им пользуются очень редко.

Для сообщения с земной поверхностью на шахте должно быть обеспечено не меньше двух самостоятельных выходов, поэтому в каждом шахтном поле помимо основного — подъемного ствола имеются стволы вспомогательные. Обеспечивая требуемый по условиям безопасности дополнительный вы-

ход на земную поверхность, они служат, кроме того, для ряда других целей, в первую очередь для проветривания подземных выработок.

Определение числа и выбор места расположения вспомогательных стволов будут изложены в разделе вскрытия. Для того чтобы понимать рассматриваемые далее вопросы, нужно иметь в виду, что вспомогательные стволы располагают по отношению к основному — подъемному — различным образом.

Оба ствола шахты — подъемный и вспомогательный — могут располагаться вблизи от середины длины шахтного поля, на небольшом расстоянии один от другого. Такое их расположение называется центральным.

Вспомогательные стволы, один или два, находятся у границ шахтного поля, а подъемный — поблизости к его середине, или подъемный ствол — у одного фланга, а вспомогательный — у другого. Такое расположение называется соответственно диагональным и фланговым.

Высотой этажа, как это следует из приведенного в § 1 понятия об этаже, считается расстояние по вертикали между выработками основного горизонта рассматриваемого и вышележащего этажей. Иногда, в частности при пологом падении рудных тел, высоту этажа измеряют по наклону между основными горизонтами. В этом случае принято оговариваться, называя ее наклонной высотой этажа.

При разработке рудных месторождений высота этажа бывает от 30—40 до 75—100 м, очень редко больше.

На выбор высоты этажа влияет много факторов. Наиболее важные из них: мощность, длина и угол падения месторождения, физико-механические свойства руды и вмещающих пород, применяемая система разработки, стоимость проходки горнокапитальных и подготовительных выработок.

Увеличение высоты этажа позволяет сократить объем и стоимость горнокапитальных и подготовительных работ на 1 т подготовленных запасов руды. Это объясняется тем, что для подготовки каждого этажа, независимо от его высоты, необходимо пройти одни и те же выработки основного горизонта, околоствольные выработки, квершлагги, соединяющие подъемный и вспомогательный стволы с выработками основного горизонта. Поэтому полная длина, объем и стоимость проведения этих выработок одинаковы для этажа любой высоты, между тем как запас руды в этаже растет пропорционально его высоте.

Многие системы разработки требуют оставления на границе соседних этажей междуэтажных целиков. Извлечение этих целиков сопровождается повышенными потерями руды и стоит дороже, чем отработка остальной части этажа. Так как запас руды междуэтажных целиков при любой высоте этажа остается обычно неизменным, то с увеличением высоты этажа процент

потерь и удорожание руды при отработке целиков уменьшаются.

Наконец, чем выше этаж и больше запас руды в нем, тем продолжительнее отработка данного этажа и тем больше время, допускаемое на подготовку следующего этажа.

Но увеличение высоты этажа приводит к росту некоторых расходов, связанных с очистной выемкой, а также к техническим трудностям при выполнении подготовительных работ и очистной выемки. В частности, возрастают расходы по доставке материалов и оборудования в очистные забои, по проходке и ремонту восстающих, соединяющих выработки основных горизонтов, по доставке руды от забоя до основного горизонта, подъему руды, водоотливу; затрачивается больше времени рабочих на ходьбу и снижается производительность их труда, затрудняется проходка восстающих выработок и др.

Техническим препятствием к увеличению высоты этажа иногда является усиленное горное давление в очистном пространстве, а в связи с этим удорожание крепи, возможность обрушения боковых пород и междуканнерных целиков.

Вопрос о выборе высоты этажа и размеров выемочных блоков будет детально рассмотрен в главе XXIII.

§ 4. ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ ОТРАБОТКИ БЛОКОВ И ПАНЕЛЕЙ В ЭТАЖЕ И ПОРЯДОК ВЫЕМКИ РУДЫ В НИХ

Этаж для очистной выемки, как правило, делят восстающими на блоки, а панели — выемочными штреками на столбы. Блоки и столбы вводят в отработку в определенном порядке.

Длина блоков принимается в среднем от 30 до 100 м, очень редко меньше или больше этих цифр. Высота блока обычно равна высоте этажа. Иногда этаж делят для выемки на две (очень редко на три) самостоятельные части промежуточным штреком; в этом случае блок по высоте в два раза меньше высоты этажа.

В большинстве случаев восстающие располагают на флангах блока. При разработке жильных месторождений восстающие иногда располагают посередине длины блока.

В практике получили распространение четыре схемы последовательной выемки блоков в этаже.

Н а с т у п а ю щ а я в ы е м к а блоков — от шахтного ствола к границам шахтного поля (рис. 15).

В первую очередь очистная выемка начинается в блоках, расположенных ближе к подъемному стволу, и по мере развития работ подвигается по направлению к границам шахтного поля. Основной штрек проводится до границ поля одновременно с развитием очистной, выемки в блоках, несколько опережая ее (как это изображено в левом крыле), или полностью заканчивается до начала развертывания очистной выемки (как показано в правом крыле).

Число одновременно разрабатываемых блоков при наступающей выемке определяется размером добычи руды, причем блоки включаются в очистную выемку последовательно, по одному, по мере отработки начатых раньше, или группами — по два-три блока и более.

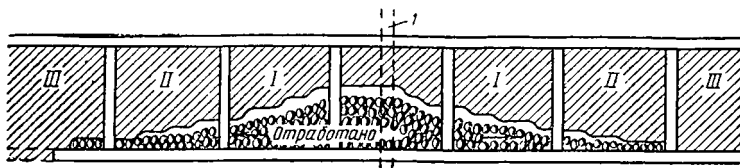


Рис. 15. Схема наступающей выемки блоков в этаже:
I, II, III — последовательность отработки блоков (стрелки показывают общее направление очистной выемки); 1 — ствол шахты

Отступающая выемка блоков от границ поля к стволу (рис. 16). Порядок подвигания очистной выемки — обратный предыдущему. Откаточный штрек обязательно должен быть пройден до границ поля раньше, чем начнется очистная выемка.

Число одновременно разрабатываемых блоков и порядок их ввода в разработку аналогичны предыдущему.

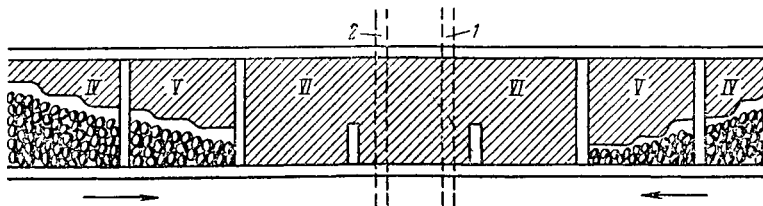


Рис. 16. Схема отступающей выемки блоков в этаже:
IV, V, VI — последовательность отработки блоков (стрелки показывают общее направление очистной выемки); 1 — основной ствол шахты; 2 — вспомогательный ствол шахты

Выбор между наступающей и отступающей выемкой зависит от применяемой системы разработки, способа вскрытия и расположения вспомогательных стволов, степени разведанности месторождения, выдержанности элементов его залегания и других факторов.

Применение наступающей выемки целесообразно в шахтных полях большой длины, когда необходимо ускорить ввод этажа в эксплуатацию и развитие очистной выемки, а также при устойчивых вмещающих породах и руде, фланговом расположении вспомогательных стволов, при подготовке этажа полевыми штреками.

Для отступающей выемки, наоборот, благоприятны короткие шахтные поля, неустойчивые вмещающие породы и руды, центральное расположение вспомогательных стволов.

Комбинированная выемка представляет сочетание двух предыдущих схем в следующих вариантах: наступающая выемка ведется до тех пор, пока не закончена проходка основного штрека до границ шахтного поля и после того как штрек достигнет границы поля, вместе с наступающей развивается и отступающая выемка; наступающая и отступающая выемки начинаются и развиваются одновременно после достижения штреком границ шахтного поля; одно крыло шахтного поля (например, более длинное) отрабатывается в наступающем порядке, а другое (короткое или с менее устойчивыми породами) — в отступающем.

Комбинированная выемка позволяет использовать в определенных условиях достоинства наступающей и отступающей выемок.

Выемка одновременно по всему простиранию заключается в разработке в одно время всех блоков этажа. Часто время начала и окончания выемки отдельных блоков строго не совпадает, но в стадии полного развития очистная выемка происходит одновременно во всех блоках этажа.

Пример одновременной разработки всех блоков этажа, с некоторым опережением выемки центральных блоков над фланговыми, применительно к системе слоевого обрушения представлен на рис. 17.

Выемку блоков одновременно по всему простиранию применяют обычно в тех случаях, когда при низкой интенсивности очистной выемки каждого блока необходимо развить максимальную общую добычу руды.

Этаж и отдельные блоки в направлении падения — восставания отрабатывают по следующим основным схемам:

Выемка снизу вверх. Очистная выемка блока начинается снизу от выработок основного горизонта и подвигается в направлении к выработкам вышележащего горизонта, причем линия очистного забоя располагается горизонтально (рис. 18) или наклонно (рис. 18, б). Различные варианты такого порядка очистной выемки, называемого восходящим, имеют особенно широкое распространение.

Выемка сверху вниз (нисходящая выемка) осуществляется в порядке, обратном предыдущему. На рис. 19 представлен частный, но распространенный случай нисходящей выемки, когда выработанное пространство заполняется обрушаемыми вслед за выемкой породами.

Комбинированная выемка — снизу и сверху имеет две основные разновидности:

выемка производится одновременно в верхней части блока в нисходящем порядке, а в нижней — в восходящем (рис. 20, а). Эта разновидность комбинированной выемки встречается в практике очень редко:

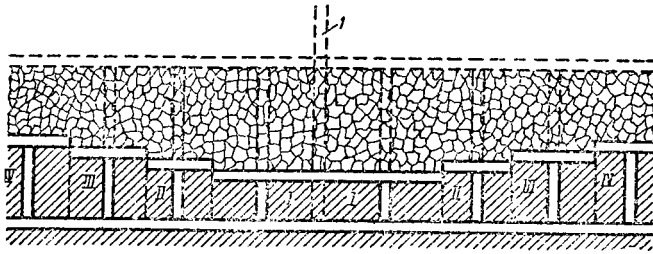


Рис. 17. Схема выемки блоков по всему простиранию:
1 — ствол шахты

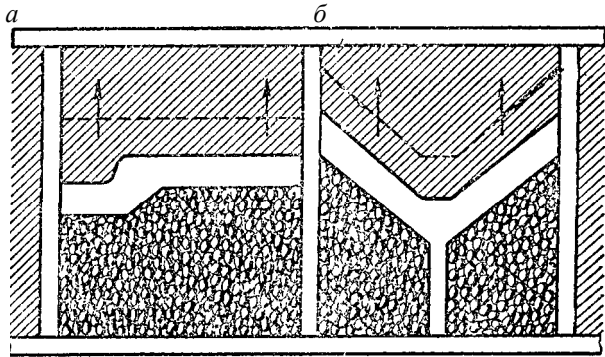


Рис. 18. Схема выемки блока снизу вверх:
a — горизонтальными слоями; *б* — наклонными слоями

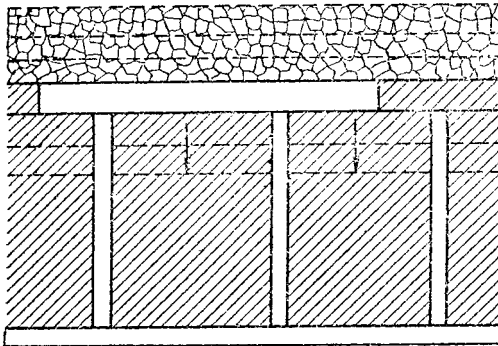


Рис. 19. Схема выемки блока сверху вниз.

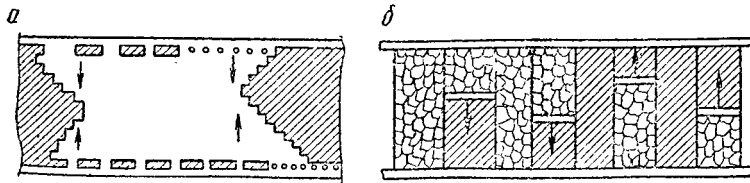


Рис. 20. Комбинированная схема выемки блоков:
a — одновременно сверху и снизу; *б* — последовательно: в первой стадии снизу вверх; во второй — сверху вниз

блоки, обычно через один, обрабатываются снизу вверх в первую стадию (по времени) и сверху вниз во вторую стадию (рис. 20, б). Такая разновидность комбинированной выемки в мощных месторождениях является основным признаком класса комбинированных систем разработки.

Выемка по простирацию по всей высоте блока (рис. 21). Линия очистного забоя может при этом иметь форму уступов или прямолинейную.

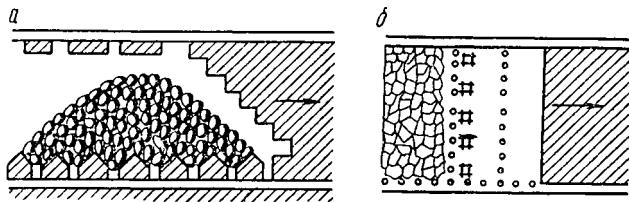


Рис. 21. Выемка по всей высоте блока:

a — потлокоуступная линия забоя; *б* — прямолинейная линия забоя

Существуют также другие разновидности выемки блока по его высоте, но их можно отнести либо к одной из перечисленных основных схем, либо они представляют переходные варианты между последними.

Выбор порядка очистной выемки этажа зависит от большого числа факторов и составляет один из основных вопросов при изучении систем разработки.

§ 5. СПОСОБЫ ВЫЕМКИ РУДЫ

Принято различать два способа выемки руды из месторождения: валовую и раздельную.

Валовой называют совместную, без разделения, выемку нескольких разновидностей или сортов руды из месторождения в пределах блока; к валовой относят также совместную выемку руды и пустых пород, когда последние по горнотехническим условиям приходится неизбежно извлекать одновременно с рудой.

Раздельной называют выемку, при которой разные сорта руды или руда и прослой пустых пород в пределах блока извлекаются из месторождения и выдаются раздельно. В очень тонких рудных телах, когда при очистной выемке неизбежно приходится кроме руды отбивать также некоторую толщущу вмещающих пород, раздельной называют выемку и выдачу руды отдельно от породы, не смешивая их.

Валовая выемка обладает большими преимуществами перед раздельной, осуществление ее значительно проще и возможно в любых горногеологических условиях, поэтому она имеет несравненно более широкое применение, чем раздельная.

К числу главных преимуществ валовой выемки относятся: большая простота производства горных работ и возможность применять более эффективные системы разработки и удешевить стоимость добычи руды; высокая интенсивность разработки, возможность развить большую производительность рудника и применять мощные средства механизации; повышение общего количества извлекаемых из недр полезных компонентов, когда добываемые с рудой породы являются рудоносными.

Вместе с этим валовая выемка обладает и существенными недостатками, которые проявляются тем сильнее, чем больше при валовой выемке примешивается к руде пустых или имеющих непромышленное оруденение пород.

Валовая выемка вследствие пониженного содержания полезных компонентов в добытой руде часто приводит к значительному росту затрат на транспорт и переработку руды, отнесенных на весовую единицу извлеченного полезного компонента (хотя стоимость транспорта и переработки 1 г рудной массы из-за увеличения масштаба производства, как правило, снижается).

По этой же причине нередко снижается коэффициент извлечения полезных компонентов при переработке. Наличие вредных примесей в породах, извлекаемых вместе с рудой, может ухудшать качество конечного продукта.

Если производственная мощность перерабатывающих руду предприятий (обоганительной фабрики, металлургического завода) ограничена, то применение валовой выемки вместо раздельной может привести к общему снижению выпуска конечной продукции.

Раздельная выемка имеет ряд серьезных достоинств, которые в определенных условиях могут иметь важное значение. В частности, при раздельной выемке обычно требуются меньшие затраты на строительство предприятия (той же производственной мощности по конечной продукции); иногда сокращаются сроки пуска предприятия в эксплуатацию и длительность периода полного освоения проектной мощности; благодаря лучшему качеству руды понижается стоимость ее транспорта и переработки на весовую единицу извлеченного полезного компонента; в некоторых случаях благодаря раздельной выемке удается избежать обогащения добытой руды, направляя ее сразу в металлургический передел.

Очень серьезные недостатки раздельной выемки ограничивают ее применение в практике. К числу главнейших из них относится рост (часто значительный) стоимости руды вследствие необходимости применения систем с низкой производительностью труда и меньшим размером добычи руды и полезного компонента.

Применение раздельной выемки может оказаться целесообразным только при определенных благоприятных условиях, например: при разработке очень тонких рудных тел с четкими контактами, когда вмещающие породы являются безрудными, а тем более, если они содержат вредные примеси. Нередко предпочтение раздельной выемке отдают при небольшом масштабе рудника, в трудных для строительства крупного предприятия экономгеографических условиях.

Как редкий пример крупного горнорудного предприятия, применяющего раздельную выемку, можно привести Мансфельдские медные рудники (ГДР), где разрабатываются пологопадающие очень тонкие (0,1—0,3 м) пласты медистых сланцев.

§ 6. СОРТИРОВКА РУДЫ

При разработке очень тонких жил, а также валовой выемке руд, содержащих значительные прослои и включения пустых пород, иногда возникает необходимость сортировки добытой рудной массы, т. е. удаления из нее примешанной пустой породы. Сортировка повышает содержание полезных компонентов в товарной руде, благодаря чему достигается экономия на транспорте и переработке руды, возрастает мощность предприятия по производству концентрата (или полезного компонента) при той же массе переработанной руды; часто снижаются общие (или относительные) потери полезного компонента в процессе переработки.

Сортировка руды может производиться как непосредственно на месте добычи — в очистном забое, так на специальных подземных сортировочных устройствах под землей и на поверхности — у ствола шахты или на обогатительной фабрике.

Основным условием эффективности сортировки вообще, а забойной сортировки в особенности, является сортируемость руды, которая определяется рядом факторов: внешними признаками — различием руды и породы по их цвету и форме кусков; гранулометрическим составом руды и породы в рудной массе; выходом породы и сростков руды с породой; контрастностью руды и наличием специфических свойств ее (например, радиоактивностью).

Рассмотрим кратко характер влияния этих факторов на эффективность сортировки.

Различие в цвете кусков руды и породы является одним из важнейших условий для применения ручной забойной сортировки.

По гранулометрическому составу рудную массу принято классифицировать на три типа: легкосортируемая — с выходом мелких фракций (—50 мм) меньше 30% и средних

(+ 50 — 250 мм) больше 50%; среднесортируемая — с содержанием мелких и средних фракций по 30—50%; трудносортируемая — мелких фракций > 50% и средних фракций < 30%.

По выходу пустой породы и сростков руды с породой к легкосортируемым можно отнести руды с содержанием сростков не свыше 10%, а породы более 10%; к среднесортируемым — сростков < 50%, породы > 10%; трудносортируемым — с содержанием породы < 10%.

Характерной и важной особенностью некоторых руд является их контрастность, т. е. неравномерность содержания полезного компонента в различных по крупности фракциях рудной массы. Как правило, содержание полезного компонента в мелких фракциях контрастных руд выше, чем в крупных.

Показатель контрастности K численно равен среднему относительному отклонению содержания металла в отдельных кусках (фракциях) от среднего содержания во всей пробе. Для руд цветных и благородных металлов величина K колеблется в среднем в пределах 0,05—0,7. Содержание металла в крупных фракциях и мелочи при $K = 0,7$ может отличаться в несколько раз.

Неконтрастными считаются руды, имеющие $K = 0,05$; слабоконтрастными $K = 0,05—0,2$; контрастными $K = 0,2—0,5$; сильноконтрастными $K = 0,5—0,7$ и более.

Пользуясь контрастностью руды, ее сортируют по крупности грохочением. Опытным путем можно установить градацию крупности материала, который по содержанию полезного компонента следует выделять как непромышленный.

Забойная сортировка обычно производится вручную и состоит в выборе из рудной массы кусков пустой породы крупностью свыше 75—100 мм. Производительность забойной ручной сортировки обычно не превышает 3—5 т пустой породы на рабочего за смену. При наличии сростков и богатой рудной пыли забойная сортировка без предварительной обмывки руды может сопровождаться довольно высокими потерями металла в отсортированной породе.

Эффективность любого способа сортировки выражается четырьмя основными показателями: производительностью труда рабочих, занятых на сортировке; стоимостью процесса сортировки; коэффициентом отсортировки и потерями полезного компонента в отсортированном материале.

На некоторых рудниках, разрабатывающих тонкие жилы, применяют подземные сортировочные установки, состоящие из грохотов и транспортерных лент, сооружаемые в выработках откаточного горизонта. На золотых рудниках Казахстана такая сортировка показала высокую экономическую эффективность.

Наибольшее распространение в практике получила механизированная поверхностная сортировка руды около шахтного ствола или на обогатительной фабрике.

Основными механизмами поверхностной сортировки являются грохота и транспортерные резиновые ленты. Мелочь, прошедшая через грохот, не подвергается сортировке, а более крупный надгрохотный материал (обычно крупнее 50 мм) обмывается водой и сортируется. Как правило, из рудной массы на движущейся ленте отбирают вручную куски пустой породы; значительно реже выбирают из рудной массы куски руды.

Отсортированная пустая порода транспортируется в отвал.

Сменная производительность труда сортировщика на ленте составляет 5—8 т отсортированной породы, а на легко сортируемых руд достигает 10—12 т.

У ленты шириной свыше 700 мм (1000—1200 мм) сортировщики работают с обеих сторон; максимальная ширина ленты для одностороннего обслуживания принимается 700 мм. Оптимальная скорость движения сортировочной ленты в зависимости от гранулометрического состава рудной массы и ее сортируемости принимается от 0,2 до 0,8 м/сек; расстояние между сортировщиками вдоль ленты 1,5 м.

При разработке тонких жильных месторождений с контрастной рудой большие перспективы имеет механизированная сортировка по крупности, применение которой возможно, начиная от очистного забоя (для соответствующих систем разработки), кончая обогатительной фабрикой.

Глава III ПОТЕРИ И РАЗУБОЖИВАНИЕ РУДЫ ПРИ ДОБЫЧЕ

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ, ПРИЧИНЫ И ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ЗНАЧЕНИЕ ПОТЕРЬ РУДЫ ПРИ ДОБЫЧЕ

При разработке месторождения часть промышленных запасов руды, обычно небольшая, теряется и остается в недрах. Потери в размере 2—3% от промышленных запасов неизбежны почти при любых способах разработки. В большинстве случаев они составляют 10—15%, а иногда достигают до 40—50% и более.

Потери отрицательно влияют на экономику разработки месторождения, приводят к сокращению срока существования рудника и безвозвратной утрате природных богатств страны.

Классифицировать потери можно по различным признакам.

Иногда бывает важно знать отдельно потери запасов вскрытых, подготовленных, готовых к выемке и потери отбитой руды. Таким разделением потерь по стадиям разработки упрощается подсчет экономического ущерба, поскольку различны затраты на руду, понесенные на разных стадиях.

Принято делить потери по вызывающим их причинам на пять групп:

По геологическим и гидрогеологическим причинам — потери, вызываемые различного рода геологическими нарушениями рудных тел, сложностью контуров рудного тела, потери в связи с невозможностью выемки сильно обводненных участков с оставлением целиков для предохранения от прорыва вод и плавунув.

Потери в охранных целиках, оставляемых под горнокапитальными выработками, зданиями, сооружениями, водоемами и т. п. с целью предохранить их от разрушения под воздействием выемки полезного ископаемого; в целиках между смежными шахтными полями; в целиках, предохраняющих от прорыва газов и воды из пожарных или затопленных участков.

Потери вследствие неправильного ведения горных работ могут происходить из-за нарушений рациональной очередности и планомерности выемки блоков, этажей, отдельных рудных тел, междуэтажных и междукамерных целиков, вследствие местных обрушений участков руды, подземных пожаров, неверного оконтуривания рудных тел и т. п.

Потери, зависящие от применяемых систем разработки, — происходят по разнообразным причинам, подробно рассматриваемым ниже.

Потери руды при транспортировании — в подземных откаточных выработках в результате просыпания руды при погрузке вагонеток, при их движении, а также на поверхности — при погрузке, в штабелях при хранении и т. д.

Выделение некоторых групп потерь по этой классификации недостаточно обосновано и приводит к ряду неясностей. Так, например, потери «по геологическим причинам», а также потери вследствие нарушений правильности ведения горных работ связаны также с применяемыми системами разработки, поэтому выделить их и учитывать самостоятельно очень трудно. Потери в охранных целиках, так же как и потери по гидрогеологическим причинам, являются часто временными, а неизбежными. Поэтому потерями их можно считать лишь условно. Наконец, принципы учета и определения величины потерь разных групп существенно отличаются.

Поэтому, а также имея в виду задачи изучаемого курса, мы будем пользоваться классификацией эксплуатационных потерь, связанных в основном с системой разработки.

Эксплуатационные потери можно разделить на четыре группы:

1. Потери от неполноты выемки по контуру рудного тела — в неровностях лежачего и всячего боков (в почве и кровле), в ответвлениях и геологических нарушениях рудного тела.

2. Потери в целиках (междуэтажных, междукамерных и др.), оставленных или отработанных не полностью.

3. Потери от неполноты извлечения отбитой руды, в которые включаются:

а) потери в недоступных местах выработанного пространства;

б) потери рудной мелочи в закладке;

в) потери невыпущенной из блока отбитой руды вследствие смешивания ее с пустой породой;

г) потери руды вследствие смешивания с пустой породой при проходке подготовительных выработок. Эти потери наблюдаются только при разработке очень тонких жил, когда вместе с жильной массой приходится отбивать много пустой породы, за счет чего рудная масса обедняется до некондиционного содержания.

Выделяемые иногда как самостоятельные потери рудной мелочи и пыли в рудоспусках и на стенках выработанного пространства следует относить к группе 3(а). Потери руды при транспортировании, если они происходят в очистном пространстве, также могут быть отнесены к группе 3 (а, б, или в). Что

касается потерь руды при транспортировании по откаточным выработкам, то они очень невелики (обычно не более 0,5%); кроме того, их можно устранить путем зачистки штрека перед его ликвидацией.

Экономический ущерб предприятию и государству, вызываемый потерями руды при добыче, складывается из нескольких частей. К ним относятся: непроизводительные затраты на разведку потерянной при добыче руды; рост амортизации капитальных затрат на 1 т руды, вложенных в строительство и оборудование горного предприятия, так как эти затраты приходится относить на уменьшенный (за счет потерь) запас руды; рост по этой же причине погашения затрат, вложенных в подготовительные работы и затрат, понесенных на добычу части потерянной руды; уменьшение суммы чистого дохода и снижение рентабельности предприятия.

В главе XXII «Выбор системы разработки» мы специально остановимся на методах подсчета экономического ущерба от потерь и убедимся, насколько он может быть значителен в разных условиях. Для высокоценных руд обычно самой крупной составной частью экономического ущерба является снижение суммы чистого дохода и рентабельности. Также значительную долю составляют в этом случае непроизводительные затраты на разведку потерянной руды. Для руд средней и малой ценности обычно основную долю в экономическом ущербе занимает 3-я и 4-я части, особенно если руда теряется более всего в добытом виде (например, при системах разработки с массовым обрушением). Ущерб по 2-й части (рост амортизации) на месторождениях с крупными запасами относительно невелик, но он может оказаться заметным на месторождениях с небольшими запасами и ограниченным сроком существования рудника.

Кроме непосредственного экономического ущерба, потери руды приводят к сокращению срока существования рудника или к снижению его производительности. При разработке самовозгорающихся полезных ископаемых, потери их, особенно в раздробленном состоянии и в присутствии леса, могут вызвать рудничные пожары.

Применение способов разработки с повышенными потерями руды обычно оправдывается тем, что эти способы обеспечивают легкую и дешевую добычу.

Величина нормальных или допустимых потерь зависит, прежде всего, от ценности добываемой руды: чем она ценнее, тем меньше должны быть потери. Говорить о том, какую величину потерь вообще при подземной разработке рудных месторождений следует считать нормальной или высокой, нельзя. Потери до 3—5% неизбежны почти при любой системе разработки и их можно считать допустимыми (нормальными) даже для руд высокой ценности. Потеря в пределах от 5 до 10% присущи

многим системам подземной разработки. Условно можно считать нормальными потери: для руд высокой ценности до 3—5%, для руд средней ценности до 10—12% и для руд малоценных до 15—20%. Однако в практике от этих цифр бывают иногда существенные отклонения в большую сторону по ряду причин, на которых мы остановимся в главе XXII.

§ 2. МЕТОДЫ ПОДСЧЕТА ПОТЕРЬ РУДЫ И МЕТАЛЛА ПРИ ДОБЫЧЕ

При разработке металлических руд следует различать коэффициент потерь руды, именуемый иногда истинным коэффициентом потерь, и коэффициент потерь металла, именуемый видимым коэффициентом потерь.

Коэффициент потерь руды (σ_p) — есть отношение количества потерянной при добыче руды (T_n) к промышленным ее запасам (T):

$$\sigma_p = \frac{T_n}{T}. \quad (4)$$

Но количество потерянной руды (T_n) равно разности между промышленными (T) и извлеченными (T_n) запасами

$$T_n = T - T_n, \quad (5)$$

поэтому коэффициент потерь руды σ_p можно выразить

$$\sigma_p = \frac{T - T_n}{T} = 1 - \frac{T_n}{T}, \quad (6)$$

где $\frac{T_n}{T}$ — коэффициент извлечения руды.

Коэффициент потерь металла σ_m может быть не равен коэффициенту потерь руды σ_p , если к извлеченной промышленной руде с содержанием металла p примешивается в процессе добычи некоторое количество T_n породы с содержанием металла r .

В этом случае будет потеряно металла с промышленной рудой $T_n \cdot p$ и получено дополнительно с породой (непромышленной рудой) $T_n \cdot r$.

Фактические потери металла в процессе добычи будут равны

$$T_n \cdot p - T_n \cdot r. \quad (7)$$

Тогда коэффициент потерь металла σ_m из общего его количества, заключенного в подлежащей выемке промышленной руде ($T \cdot p$), составит

$$\sigma_m = \frac{T_n \cdot p - T_n \cdot r}{T \cdot p} = \frac{T_n}{T} - \frac{T_n r}{T \cdot p}.$$

Заменяя согласно формуле (1) $T_n \cdot T$ через σ_r , получим зависимость между коэффициентом потерь руды и коэффициентом потерь металла

$$\sigma_m = \sigma_p - \frac{T_n}{T} \cdot \frac{r}{p}. \quad (9)$$

В частном случае, когда к промышленной руде примешивается в процессе добычи только пустая порода, т. е. когда $r = 0$, коэффициенты потерь руды σ_r и металла σ_m будут равными между собой

$$\sigma_m = \sigma_p. \quad (10)$$

Напротив, чем выше содержание металла r в примешиваемой породе, тем больше отличаются между собой по величине коэффициенты потерь руды и металла.

Для пояснения приведем конкретный пример.

Пример. Запас промышленной руды в блоке $T = 100000 \text{ т}$, содержание металла в ней $p = 1,2\%$. Коэффициент потерь промышленной руды $\sigma_r = 0,15$. Количество примешанной при добыче породы $T_n = 10000 \text{ т}$, содержание металла в ней $r = 0,3\%$.

Коэффициент потерь металла σ_m по формуле (9) будет равен

$$\begin{aligned} \sigma_m &= \sigma_p - \frac{T_n}{T} \cdot \frac{r}{p} = 0,15 - \frac{10000}{100000} \cdot \frac{0,3}{1,2}, \\ \sigma_m &= 0,15 - 0,025 = 0,125. \end{aligned}$$

Вследствие добавки к руде некоторого количества металла вместе с породой, коэффициент потерь металла, как и следовало ожидать, оказался меньше коэффициента потерь руды.

Коэффициент потерь металла может оказаться меньше нуля, т. е. быть отрицательной величиной в том случае, если количество металла в примешанной породе будет больше, чем количество металла, потерянного с промышленной рудой. Покажем это также на примере.

Пример. Допустим, что количество примешанной породы равно не 10000 т , как в предыдущем примере, а 30000 т и содержание в ней металла r равно не $0,3$, а $0,7\%$.

Тогда по формуле (9) коэффициент потерь металла σ_m будет равен

$$\begin{aligned} \sigma_m &= 0,15 - \frac{30000}{100000} \cdot \frac{0,7}{1,2} = 0,15 - 0,175, \\ \sigma_m &= -0,025. \end{aligned}$$

Это означает, что в добытой рудной массе, вес которой равен $100000 \cdot 0,85 + 30000 = 115000 \text{ т}$, содержится металла на $2,5\%$ больше, чем ее было в подсчитанном запасе промышленной руды.

Коэффициенты потерь руды и металла могут оказаться неравными даже и в том случае, если примешанная порода не содержит металла. Это может быть вызвано тем, что теряемая руда, например богатая рудная мелочь и пыль, имеют более высокое содержание, чем промышленная руда.

Для выявления источников и причин потерь с целью изыскания средств для их снижения ведется учет потерь в процессе разработки.

Существуют два основных метода учета.

Косвенный метод учета, при котором общие потери подсчитываются по разности между промышленными и фактическими извлеченными запасами:

$$T_{\text{п}} = T - T_{\text{н}}; \sigma_{\text{р}} = 1 - \frac{T_{\text{н}}}{T} \quad [\text{см. формулу (6)}],$$

$$T_{\text{м}} = T \cdot p - (T_{\text{п}} \cdot p - T_{\text{н}} \cdot r); \sigma_{\text{м}} = \frac{T_{\text{п}}}{T} - \frac{T_{\text{н}} \cdot r}{T \cdot p} \quad [\text{см. формулу (8)}].$$

Прямой метод учета, при котором потери устанавливаются непосредственным их определением по составляющим источникам, а общие потери подсчитываются как их сумма:

$$T_{\text{п}} = T_{n_1} + T_{n_2} + T_{n_3} + \dots \quad (11)$$

$$T_{\text{м}} = T_{n_1} \cdot p_1 + T_{n_2} \cdot p_2 + T_{n_3} \cdot p_3 + \dots \quad (12)$$

В этом случае

$$\sigma_{\text{р}} = \frac{T_{\text{н}}}{T_{\text{п}} + T_{\text{н}}}, \quad (13)$$

$$\sigma_{\text{м}} = \frac{T_{\text{м}}}{T_{\text{м}} + T_{\text{п}} \cdot q}, \quad (14)$$

где $T_{\text{н}}$ — количество извлеченного металла в добытой руде;

q — среднее содержание металла в добытой руде.

Первый метод — косвенного определения величины потерь — во многих случаях оказывается очень неточным. Возможные относительные ошибки в таком определении величины потерь $T_{\text{п}}$ и $T_{\text{м}}$, могут оказаться близкими к величине искомым коэффициентов потерь $\sigma_{\text{р}}$ и $\sigma_{\text{м}}$, а иногда и больше последних. Понятно, что учет потерь при этом теряет практический смысл.

Прямой метод определения величины потерь по составляющим их источникам дает, как правило, намного меньшее накопление погрешностей. Кроме того, позволяя знать размер потерь по каждому источнику, прямой метод способствует выявлению действенных средств борьбы с потерями.

Однако этим методом не всегда можно воспользоваться потому, что некоторые виды потерь трудно или совсем нельзя непосредственно замерить. Так, например, непосредственному измерению не поддается величина потерь руды отбитой, но не выпущенной вследствие перемешивания ее с породой. Нельзя узнать и содержание в этой руде металла. Между тем при некоторых системах разработки именно потери невыпущенной руды составляют основной источник потерь.

В практике нередко пользуются комбинированными методами: часть потерь, которые нельзя замерить, определяют прямым методом, остальные — косвенным.

Для определения коэффициента потерь руды σ_p и коэффициента потерь металла σ_m по косвенному методу можно пользоваться одной и той же расчетной формулой

$$\sigma_0 = \left(1 - \frac{T_p}{T} \cdot \frac{q-r}{p-r} \right) 100, \quad (15)$$

где T_p — количество добытой рудной массы, равное в ранее принятых обозначениях $T_u + T_s$;

T — промышленный запас руды;

q, p, r — соответственно содержание металла в добытой рудной массе, в промышленной руде и в примешанной к ней породе.

Вывод этой формулы мы опускаем, так как она вытекает из ранее приведенных формул (6, 8 и 9).

При определении по формуле (15) коэффициента потерь руды σ_p величину r нужно принимать по данным опробования примешанных пород. Если же величину r принять равной нулю, то формула (15) выражает величину коэффициента потерь металла.

Приведем пример использования формулы (15).

Допустим, что по данным учета потерь $T = 100\,000$ т; $T_p = 95\,000$ т; $p = 1,2\%$; $q = 1,105\%$; $r = 0,3\%$.

По формуле (15) коэффициент потерь промышленной руды

$$\sigma_p = 100 \cdot \left(1 - \frac{95\,000}{100\,000} \cdot \frac{1,105 - 0,3}{1,2 - 0,3} \right) = 15\%.$$

Если принять в формуле $r = 0$, то коэффициент потерь металла будет

$$\sigma_m = 100 \cdot \left(1 - \frac{95\,000}{100\,000} \cdot \frac{1,105}{1,2} \right) = 12,5\%.$$

Коэффициент потерь металла, как видим, получился меньше коэффициента потерь руды. Это объясняется тем, что потерянное с промышленной рудой количество металла частично компенсировано тем металлом, который внесен в добытую рудную массу с примешанной металлосодержащей породой.

Результаты определения величины σ_m по (формуле (15) можно получить также простым наглядным расчетом на основе следующих соображений.

Из 100 000 *t* промышленной руды с содержанием металла 1,2% потереяно 15% ($\sigma_r = 15\%$), т. е. 15 000 *t*. Следовательно, добытые 95000 *t* рудной массы состоят из 85 000 *t* промышленной руды и 10 000 *t* породы с содержанием металла 0,3%. Всего в 100 000 *t* промышленной руды содержалось металла

$$\frac{100\,000 \cdot 1,2}{100} = 1200 \text{ т.}$$

В 95 000 *t* добытой рудной массе содержится металла

$$\frac{85\,000 \cdot 1,2 + 10\,000 \cdot 0,3}{100} = 1050 \text{ т.}$$

Следовательно, недоизвлечено металла $1200 - 1050 = 150 \text{ т.}$ От общего количества металла, который содержался в промышленной руде, это составляет

$$\frac{150}{1200} \cdot 100 = 12,5\%.$$

§ 3. РАЗУБОЖИВЛЯЕМЫЕ РУДЫ И МЕТОДЫ ЕГО ПОДСЧЕТА

В процессе добычи промышленной руды к ней часто примешивается некоторое количество породы. В результате этого содержание полезных компонентов в добытой руде (рудной массе) по сравнению с содержанием в промышленной руде месторождения снижается, происходит *разубоживание* руды.

Кроме основной причины — примешивания к промышленной руде породы — снижение содержания в добытой руде полезных компонентов может происходить вследствие того, что теряемая часть руды — мелочь и пыль — имеет более высокое содержание. Это явление наблюдается, когда рудные минералы (например, свинца, цинка, вольфрама, олова, золота) отличаются от рудной породы большей хрупкостью, легко выкрашиваются и измельчаются при отбойке и перемещении. Иногда (редко, например, при разработке медноколчеданных руд) снижение содержания металла в руде происходит вследствие выщелачивания части металла из отбитой руды водой или слабыми кислотными растворами.

Разубоживание так же, как и потери руды, вызывают экономический ущерб, который складывается из:

непроизводительных затрат на подземный и поверхностный транспорт примешанной породы, на сортировку рудной массы (если к таковой приходится прибегать) и на переработку породы на обогатительной фабрике или заводе;

дополнительных потерь металла, которые обычно возникают при сортировке и переработке разубоженной руды;

снижения производственной мощности перерабатывающих руду фабрик или заводов по выпуску конечной продукции (концентрата или металла), а иногда также ухудшения качества этой продукции.

Подсчеты, выполненные на многих рудниках, показывают, что в полной себестоимости концентрата или металла затраты за счет избыточного (сверх нормы) разубоживания составляют до 20—30%, а в отдельных случаях достигают 40%.

Наиболее значителен ущерб от разубоживания при разработке тонких жил. На жильных месторождениях ни одно мероприятие как в процессе добычи, так и в процессе переработки руды не может дать такого технико-экономического эффекта, как снижение разубоживания.

Мероприятия по снижению потерь и разубоживания будут рассматриваться по мере изучения систем разработки.

Разубоживание принято выражать:

1) как отношение количества примешанной породы T_n к общему количеству полученной при добыче рудной массы T_p ,

$$R_p = \frac{T_n}{T_p} \quad (16)$$

или в процентах

$$R_p = \frac{T_n}{T_p} \cdot 100\%. \quad (17)$$

Будем его называть «разубоживание по руде»;

2) как отношение снижения содержания металла в добытой рудной массе ($p-q$) к содержанию металла в промышленной руде p

$$R_m = \frac{p-q}{p} \cdot 100\%. \quad (18)$$

Будем называть его «разубоживание по содержанию».

Легко убедиться, что значения R_p и R_m будут равны между собой, если примешанная порода является пустой, т. е. не содержит металла.

Поясним это на примере.

Пример. Пусть количество добытой рудной массы $T_p = 120\ 000\ m$ и в ней содержится примешанной пустой породы $T_n = 24\ 000\ m$.

Тогда разубоживание по количеству примешанной пустой породы (разубоживание по руде) по формуле (17) составит

$$R_p = \frac{24\ 000}{120\ 000} \cdot 100 = 20\%.$$

Допустим, что содержание металла в промышленной руде $p = 2,5\%$. Тогда, учитывая, что в рудной массе имеется $120\ 000 - 24\ 000 = 96\ 000\ m$ промышленной руды, содержание металла в рудной массе q будет

$$q = \frac{96\ 000 \cdot 2,5 + 24\ 000 \cdot 0}{120} = 2,0\%.$$

Разубоживание по содержанию *металла* по формуле (18) составит

$$R_m = \frac{p - q}{p} \cdot 100 = \frac{2,5 - 2,0}{2,5} \cdot 100 = 20\%.$$

Как видим, результаты расчета по обеим формулам совпадают.

Если же примешанная порода содержит металл (содержание r), то подсчет разубоживания по руде (формула (17)) и по содержанию [формула (18)] даст различные результаты.

Допустим, что в условиях предыдущего примера примешанная порода имеет содержание металла $r = 0,5\%$.

Тогда содержание металла в добытой рудной массе q будет равно

$$q = \frac{96\,000 \cdot 2,5 + 24\,000 \cdot 0,5}{12\,000} = 2,1\%.$$

Разубоживание по содержанию металла R_m при $q = 2,1\%$ составит

$$R_m = \frac{p - q}{p} \cdot 100 = \frac{2,5 - 2,1}{2,5} \cdot 100 = 16\%.$$

Для того чтобы можно было определить разубоживание как процент примешанной породы в рудной массе по формуле (18), нужно в ее знаменатель ввести содержание металла в примешанной породе r .

Тогда формула (18) приобретает следующий вид:

$$R_p = \frac{p - q}{p - r} \cdot 100. \quad (19)$$

Для приведенного нами примера разубоживание по формуле (19) составит

$$R_p = \frac{2,5 - 2,1}{2,5 - 0,5} \cdot 100 = 20\%.$$

Аналогично разделению коэффициента потерь на истинный и видимый, разубоживание по руде иногда называют истинным разубоживанием, а разубоживание по содержанию — видимым разубоживанием.

Истинное разубоживание и видимое равны между собой, когда примешанная порода не содержит металла ($r = 0$). В противном случае видимое разубоживание R_m всегда меньше истинного.

§ 4. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПОДСЧЕТА ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ

Учет потерь и разубоживания руды на рудниках ведется геолого-маркшейдерской службой по специальным методикам. Разубоживание, так же как и потери, определяют путем непосредственных замеров количества отбитой руды и примешанной к ней породы или как снижение содержания металла в добытой рудной массе. Первый метод более точен, но его можно использовать

только в том случае, когда в выработанном пространстве удастся замерить количество отбитой руды и породы. В частности, при разработке месторождений небольшой мощности данный метод следует считать основным. При разработке системами с обрушением мощных месторождений чаще пользуются вторым методом.

Для того чтобы осуществлять эффективные мероприятия по борьбе с потерями и разубоживанием, необходимо вести учет их величины по отдельным блокам с выводом ежемесячных итогов. Такой метод учета дает возможность знать размер потерь и разубоживания для разных систем разработки и разных горногеологических условий, а также использовать средства материального поощрения горнорабочих и инженерно-технического персонала за снижение потерь и разубоживания.

Как это следует из ранее приведенных формул, для расчета потерь и разубоживания необходимо иметь следующие основные показатели (по блоку, этажу или рудному телу):

- 1) запас руды, подлежащий выемке G ;
- 2) количество фактически добытой руды (рудной массы) T_r , равное в ранее принятых обозначениях $T_n + T_u$;
- 3) содержание металла в рудном массиве p ;
- 4) содержание металла в разубоживающих руду породах r ;
- 5) содержание металла в добытой руде q ;
- 6) отдельно количество отбитой промышленной руды и породы; количество породы, примешанной к руде и оставленной в выработанном пространстве (в частности, при забойной сортировке); содержание в промышленной руде металла, количество выданной рудной массы и содержание в ней металла; потери промышленной руды отдельно по всем источникам, приведенным выше в классификации эксплуатационных потерь.

Показатели 1, 2, 3, 4 и 5 необходимо иметь в виду при косвенном методе определения потерь и разубоживания. Получение этих показателей по каждому блоку связано обычно с очень большой затратой труда на многочисленные замеры, взвешивания, отбор проб, производство анализов и т. п.

Как было указано выше, вследствие возможности накопления погрешностей в определении величины этих показателей, результаты подсчетов потерь и разубоживания по формулам могут содержать очень большие ошибки. Учет потерь и разубоживания в таком случае не достигает той цели, ради которой он ведется.

Получение показателей для прямого метода учета, приведенных в п. 6, обычно требует меньшей затраты труда, а результаты подсчета величины потерь и разубоживания прямым методом не содержат таких крупных ошибок, какие возможны при косвенном методе учета. Поэтому во всех случаях, когда это

позволяет применяемая система разработки, следует пользоваться прямым методом учета.

Приемы определения расчетных показателей, а также табличные формы и организация учета детально рассматриваются в курсе маркшейдерского дела.

Мероприятия по снижению величины потерь и разубоживания можно понять лишь в процессе изучения конкретных систем разработки.

Методы подсчета экономического ущерба, вызываемого потерями и разубоживанием руды при добыче, будут приведены в главе XXII.

Глава IV • ОСНОВНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ТРЕБОВАНИЯ, ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ К ПРАВИЛЬНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

При разработке месторождений полезных ископаемых в социалистическом государстве считается обязательным выполнение ряда технических и экономических требований, среди которых самыми важными являются:

обеспечение безопасных и здоровых условий труда для работающих;

достижение минимальной себестоимости продукции — добытой руды или извлекаемых из нее полезных компонентов;

выполнение заданной производительности рудника по добыче руды с соблюдением принятых кондиций по ее качеству (составу);

рациональное использование недр — снижение до рационального (экономически) минимума потерь полезного ископаемого в процессе его добычи и переработки.

Соблюдение первого требования, предусматривающего создание безопасной рабочей обстановки, здоровых санитарно-гигиенических условий труда и охрану трудящихся от профессиональных заболеваний, должно привлекать особое внимание в отношении подземных рабочих, поскольку условия труда под землей наиболее опасны, вредны и тяжелы.

При изучении данного курса мы будем поэтому всегда оценивать рассматриваемые системы и технологические процессы с точки зрения этого требования, изыскивать пути и средства для соблюдения его в наибольшей мере.

Одновременно с безопасностью для трудящихся должно быть обеспечено безопасное состояние самого рудника, а также сооружений под землей и на поверхности.

Следует иметь в виду, что вопросы обеспечения безопасных и здоровых условий труда хотя и рассматриваются в настоящем курсе, но они составляют предмет специального курса «Техника безопасности», а также изучаются применительно

к различным процессам в ряде других учебных курсов (вентиляция, проходка и крепление выработок, рудничный транспорт и др.).

К первому требованию близко примыкает общепринятое сейчас в нашей стране и особенно важное для подземных условий стремление к освобождению людей от тяжелого физического труда за счет полной механизации и автоматизации тяжелых и трудоемких работ.

Соблюдение второго требования, предусматривающего достижение наибольшего экономического эффекта разработки месторождения, возможно при условии, если добыча руды и ее переработка производятся с минимальной затратой труда и материалов.

Ввиду того что на рудниках с подземной добычей заработная плата составляет основную долю в себестоимости (до 60% и выше), то при выборе системы и технологии разработки месторождения на увеличение производительности труда должно быть обращено главное внимание.

Условием достижения наивысшей производительности труда является правильный выбор системы и технологии разработки, высокий уровень механизации производственных процессов, правильное использование средств механизации, хорошая организация труда, правильное нормирование работ и материальное стимулирование работающих.

Очень большое влияние на себестоимость конечной продукции горного предприятия — концентрата или металла — оказывает, как мы уже установили в предыдущей главе, величина разубоживания руды при добыче. В связи с этим изучение причин разубоживания и осуществление активных мер борьбы с ним часто составляют одно из важнейших условий повышения экономической эффективности разработки.

Смысл третьего требования понятен и не требует особых пояснений. Невыполнение заданного плана по добыче руды, так же как и по ее качеству, приводит не только к соответствующему недовыполнению производства готовой продукции предприятия, но и к серьезным экономическим последствиям — росту (часто значительному) себестоимости произведенной продукции.

Подробно вопрос о годовой производительности, о факторах, от которых она зависит, и методах ее определения будет рассмотрен в § 4 настоящей главы.

Смысл и значение четвертого требования были приведены в § 1 главы III. Ограничимся здесь упоминанием о том, что потери существенно (а при богатой руде очень сильно) влияют на экономические результаты разработки месторождения, приводят к сокращению срока существования рудника и безвозвратной утрате природных богатств страны.

§ 2. ОСНОВНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ

Выполнение приведенных выше требований правильной разработки месторождения и характеристику технико-экономических результатов всего процесса разработки и составляющих его элементов выражают совокупностью определенных показателей.

Остановимся кратко на некоторых из числа этих показателей, имея в виду, что более подробное их рассмотрение будет рассмотрено в процессе изложения систем и технологии разработки, или в других учебных курсах.

Среди основных показателей можно выделить пять групп.

I. Показатели производительности труда.

II. Показатели расхода материалов, энергии и амортизации оборудования, применяемого в процессе добычи.

III. Экономические показатели.

IV. Показатели качества и полноты извлечения руды.

V. Показатели интенсивности разработки и размера добычи

Показатели производительности труда	Для оценки применяемой системы и технологии разработки в отношении производительности труда пользуются несколькими показателями. Среди них нам придется пользоваться в процессе изучения курса следующими показателями.
---	---

Производительность труда забойного рабочего на очистной выемке и производительность труда забойного по системе разработки в целом, включая очистную выемку, нарезные и подготовительные работы. Ее выражают обычно в тоннах или кубических метрах за смену, с учетом рабочих, занятых непосредственно на очистной выемке, нарезке и подготовке.

Производительность труда по отдельным квалификациям рабочих, занятых на очистной выемке, нарезке и подготовке. По сравнению с предыдущим показателем производительность труда по отдельным рабочим специальностям используется реже, так как она характеризует только отдельные элементы системы и технологии разработки, а не весь процесс или систему в целом.

Производительность труда подземного рабочего, включая сюда все производственные процессы, выполняемые под землей. Этим показателем мы не будем пользоваться, поскольку в данном курсе рассматриваются не все производственные процессы, выполняемые под землей.

Показатели расхода материалов, энергии и амортизации добычного оборудования

Для сравнительной оценки различных систем разработки и раз­ной технологии и добычи необходи­мо знать расход различных мате­риалов и энергии на 1 т или 1 м³ добытой руды.

Принято учитывать расход сле­дующих основных материалов: взрывчатые материалы, кг; кре­пежный лес, м³; буровая сталь и твердые сплавы, г. В полной стоимости материалов, расходуемых в процессе добычи, эти три вида материалов составляют до 80—90%; поэтому расход других материалов отдельно обычно не показывают.

Расход энергии принято выразить в квт-ч на 1 т или 1 м³ добытой руды. Сюда включается расход электроэнергии рабо­тающими под землей электрическими горными машинами и ус­тройствами, а также и расход электроэнергии, затрачиваемой на выработку потребляемого пневматическими горными машинами и устройствами сжатого воздуха. В процессе добычи руды при­меняемые горные машины изнашиваются и погашение их сто­имости относится на себестоимость 1 т добытой руды. Поэтому данный показатель правильнее относить к экономическим и рас­сматривать вместе с себестоимостью добычи руды.

Основные экономические показатели разработки

Себестоимость добычи 1 т руды по системе раз­работки, т. е. включая все рас­ходы по подготовке, нарезке и очи­стной выемке. В себестоимость входят в качестве составных элементов: заработная плата с начислениями на нее, стоимость израсходованных материалов и энергии и амортизация обо­рудования. Вполне понятно, что между себестоимостью добычи и приведенным показателями по производительности труда, рас­ходу материалов и энергии имеется прямая зависимость. По­скольку доля заработной платы в себестоимости добычи руды, как правило, превосходит 60%, то производительность труда забойного рабочего в значительной мере определяет себестои­мость добычи; между ними существует примерно обратно про­порциональная зависимость.

Себестоимость добычи 1 т руды по руднику (шахте) включает кроме указанных выше расходов по другим производственным процессам (транспорт, подъем, водоотлив и др.) услуги вспомогательных цехов, расходы на текущий ре­монт и содержание основных средств, общерудничные и админи­стративно-управленческие расходы.

Затраты на транспорт и переработку 1 т ру­ды до получения готовой продукции (концентрат, чистый мине­рал или металл).

Чистый доход (прибыль) на $1 t$ руды представляет собой разницу между стоимостью, полученной из $1 t$ руды готовой продукции по оптовым ценам промышленности, и полной себестоимостью добычи, транспорта и переработки $1 t$ руды.

Экономический эффект разработки месторождения или деятельности рудника выражают также показателем «нормарентабельности», который определяется как отношение суммы чистого дохода (прибыли) за год к полной стоимости основных и оборотных фондов предприятия.

Показатели качества и полноты извлечения руды при добыче

Эти показатели рассмотрены подробно в главе III. Перейдем к рассмотрению показателей интенсивности разработки и размера добычи,

§ 3. ИНТЕНСИВНОСТЬ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ И ВЫЕМОЧНЫХ БЛОКОВ

В качестве показателя, характеризующего интенсивность разработки рудных месторождений, в свое время в практике и литературе пользовались показателем «коэффициент эксплуатации». Он выражает количество тонн руды, которое добывается в год с одного квадратного метра рудной площади месторождения или шахтного поля.

Физически коэффициент эксплуатации представляет вес в тоннах вертикального столба руды, имеющего основание $1 m^2$ и высоту, равную понижению по вертикали горизонта выемки за год в среднем по всей площади месторождения (шахтного поля):

$$\eta = v\gamma k, \text{ т/м}^2 \text{ год},$$

v — среднее годовое понижение горизонта выемки по вертикали для всей рудной площади, m ;

γ — объемный вес руды, t/m^3 ;

k — коэффициент извлечения руды при разработке месторождения.

Если учесть происходящее в процессе добычи разубоживание промышленной руды через коэффициент разубоживания по руде R_p (см. главу III), то выражение для коэффициента эксплуатации получит такой вид:

$$\eta = v \frac{\gamma k}{1 - R_p}.$$

Из этой формулы видно, что интенсивность разработки характеризуется не коэффициентом эксплуатации η , а годовым понижением выемки v , поскольку к. э. (коэффициент эксплуатации) зависит не только от того, с какой интенсивностью, т. е.

годовой скоростью подвигается (понижается) выемка рудного тела, но и от величины показателей γ , k , R_p , природа которых совсем не связана с интенсивностью подвигания выемки.

Оценка интенсивности разработки месторождения по величине к. э. может оказаться неправильной, грубо искаженной. Можно получить, например, высокие значения η при фактически низкой интенсивности подвигания выемки v за счет большого объемного веса руды γ и значительного ее разубоживания R_p . И наоборот, при весьма интенсивном подвигании выемки v ввиду малого коэффициента извлечения (значительных потерь руды), небольшого объемного веса руды γ и малого разубоживания R_p , коэффициент эксплуатации может оказаться очень низким.

Поясним это на примере.

Пример. Определим к. э. для двух жильных месторождений с одинаковой мощностью и углом падения:

золоторудного с кварцевой рудой $\gamma = 2,7 \text{ т/м}^3$, разрабатываемого с незначительным разубоживанием ($R_p = 0,1$), оставлением в целиках включений непромышленной руды ($k = 0,8$) при очень интенсивном годовом понижении выемки $v = 24 \text{ м}$ и

медноколчеданного с тяжелой рудой $\gamma = 3,6 \text{ т/м}^3$, разрабатываемого валовым методом со значительным разубоживанием ($R_p = 0,4$) и высоким коэффициентом извлечения $k = 0,95$ при малой интенсивности годового понижения выемки $v = 12 \text{ м}$.

Для первого месторождения коэффициент эксплуатации по формуле (21) будет

$$\eta = \frac{24 \cdot 2,7 \cdot 0,8}{1 - 0,1} = 57,6 \text{ т/м}^2 \text{ год.}$$

Для второго месторождения к. э. будет

$$\eta = \frac{12 \cdot 3,6 \cdot 0,95}{1 - 0,4} = 68,4 \text{ т/м}^2 \text{ год.}$$

Как видим, к. э. второго месторождения получился больше (68,4), чем первого (57,6), между тем как истинная интенсивность разработки, т. е. годовое понижение выемки, второго месторождения в два раза меньше, чем первого.

В связи с этим в дальнейшем для характеристики интенсивности разработки месторождения (шахтного поля), а также для расчетов мы будем пользоваться показателем годового понижения выемки v .

Величина годового понижения выемки на различных рудниках при разных горногеологических условиях и системах разработки изменяется в широких пределах — в среднем от 12—15 до 25—30 м/год, наименьшие значения составляют 4—5 м, а высшие — до 80—100 м/год.

Интенсивность, т. е. скорость годового понижения очистной выемки в блоке v_0 , как правило, больше чем интенсивность выемки по месторождению или шахтному полю v , поскольку в одно-

временной выемке обычно находится только часть рудной площади месторождения.

Если обозначить через S_0 рудную площадь, на которой одновременно производится очистная выемка, то отношение ее ко всей рудной площади месторождения (шахтного поля) S

$$i = \frac{S_0}{S}$$

можно назвать коэффициентом использования рудной площади.

Интенсивность выемки в блоке v_0 и по месторождению v связана зависимостью

$$\frac{v}{v_0} = \frac{S_0}{S},$$

откуда

$$v_0 = \frac{vS}{S_0}.$$

В частном случае, когда в одновременной выемке находятся все блоки этажа, т. е. когда $S_0 = S$, интенсивность выемки блока v_0 равна интенсивности выемки по месторождению (шахтному полю). Также в частных и редких случаях, когда очистная выемка производится одновременно на нескольких этажах, S_0 может быть больше S , а $i > 1$. При этом v_0 , естественно, будет меньше v .

Дальше мы остановимся на рассмотрении интенсивности разработки и интенсивности выемки блоков более подробно. Отметим здесь, что интенсивность выемки блоков v_0 при разных системах разработки колеблется в очень широких пределах — от 15—25 до 100—150 м и более.

Для горизонтальных и пологопадающих месторождений приведенные показатели интенсивности выемки непригодны. Вместо них пользуются в качестве показателя интенсивности — скоростью подвигания линии очистного забоя в блоке, столбе или панели.

§ 4. ГОДОВАЯ ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ И СРОК СУЩЕСТВОВАНИЯ РУДНИКА (ШАХТЫ)

Определение годовой производственной мощности рудника (шахты) относится к числу наиболее сложных и ответственных вопросов, которые приходится решать обычно до начала строительства рудника.

Принятая производственная мощность оказывает влияние на все основные элементы рудничного хозяйства: на размеры сечения выработок вскрытия и подготовки; на выбор типа и мощности

основного горного оборудования; на характер и размеры технических и хозяйственных сооружений; на объем жилищного строительства; способ транспортирования и мощность транспортного оборудования; на характер и масштаб вспомогательных цехов; на производственную мощность обогатительной фабрики и др.

Годовая производительность — это параметр горного предприятия, изменение которого в процессе разработки месторождения представляет часто большую трудность. Увеличение годовой производственной мощности действующей шахты по сравнению с первоначально установленной без реконструкции возможно в ограниченных пределах. Реконструкция же, как правило, требует изменения многих элементов рудничного хозяйства, больших дополнительных затрат, а иногда приводит к временному снижению добычи или даже полному ее прекращению во время реконструкции.

Годовую производственную мощность горного предприятия устанавливают на основании плановых данных с учетом следующих геологических, горнотехнических и экономических факторов:

разведанные запасы руды в месторождении и перспективы их возможного прироста;

условия развития добычи на данном месторождении и возможные сроки освоения разной производственной мощности предприятия;

необходимые капиталовложения в строительство рудника и горного предприятия в целом;

величина изменения себестоимости конечной продукции (концентрата, минерала или металла) в зависимости от масштаба предприятия.

Годовая производственная мощность рудника L , срок его существования t и промышленные запасы руды в месторождении T связаны следующей численной зависимостью:

$$A = \frac{Tk}{t(1 - R_p)}, \quad m, \quad (24)$$

где k — коэффициент извлечения руды при добыче;

R_p — коэффициент разубоживания руды.

Срок существования рудника t можно определить, пользуясь предыдущей формулой:

$$t = \frac{Tk}{A(1 - R_p)}, \quad \text{лет.} \quad (25)$$

Однако в действительности срок существования рудника всегда оказывается несколько больше расчетного t за счет того, что вначале рудник некоторое время работает с неполной производительностью, а в конце его существования добыча затухает не сразу, а постепенно.

Чрезмерно большая производственная мощность рудника, несообразная с запасами месторождения, приводит к ненормально короткому сроку его существования и росту стоимости добычи. Также экономически нецелесообразна заниженная производительность.

Для каждого конкретного месторождения соответственно его запасам, условиям залегания, экономическим и географическим условиям района можно установить экономически оптимальную годовую производственную мощность и отвечающий ей срок существования рудника.

Вопрос об определении экономически целесообразной годовой производственной мощности рудника будет рассмотрен ниже.

Годовую производственную мощность рудника, которую можно развить на данном месторождении по горнотехническим условиям, принято называть производственной мощностью рудника по горным возможностям.

Существует несколько способов расчета годовой производственной мощности рудника по горным возможностям, которые будут рассмотрены ниже. Но для того, чтобы иметь возможность правильно оценивать системы разработки в отношении возможной годовой добычи, приведем здесь в краткой форме один из наиболее распространенных способов расчета годовой производительности по горным возможностям, пользуясь показателем годовое понижение выемки по месторождению (шахтному полю).

При рудной площади месторождения S , отведенной для разработки рудником или шахтой, объемном весе руды γ , коэффициенте извлечения руды k и коэффициенте разубоживания R_p , извлекаемый запас рудной массы на 1 м понижения выемки месторождения по вертикали составит

$$T_1 = \frac{S\gamma k}{1 - R_p}, \text{ м.} \quad (26)$$

При годовом понижении выемки v производственная мощность рудника (шахты) по горным возможностям определяется по формуле $A = v \cdot T_1 = v \frac{S\gamma k}{1 - R_p} \text{ м/год.}$

Таким образом, для определения возможной производительности рудника необходимо знать величину годового понижения выемки v по месторождению (шахтному полю).

Вопрос о величине годового понижения выемки, как мы уже указывали, будет детально рассмотрен в главе XXIII, после изучения систем разработки.

**ВСКРЫТИЕ
И ПОДГОТОВКА
РУДНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Часть вторая

§ 1. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Вскрытием называют проведение горных выработок с земной поверхности к месторождению для его разработки.

Выработки, которые проходят с этой целью, называют вскрывающими.

Различают главные и вспомогательные вскрывающие выработки.

Главные вскрывающие выработки — вертикальные и наклонные шахтные стволы, штольни, выполняющие основные функции по подъему (шахтные стволы) или откатке (штольни) полезного ископаемого, проветриванию, передвижению горнорабочих и доставке материалов.

К главным вскрывающим выработкам относят обычно шахтные стволы и штольни, пройденные с поверхности.

При разработке месторождений на глубине (более 1000—1500 м), главными вскрывающими выработками являются также и слепые шахтные стволы, выполняющие основные функции.

Вспомогательные вскрывающие выработки — шахтные стволы и штольни, используемые большей частью для проветривания и как второй запасной выход. На крупных шахтах в качестве вспомогательных вскрывающих выработок иногда проходят еще так называемые «породные стволы», специально для выдачи пустых пород на поверхность, спуска закладки и других вспомогательных операций.

К числу вспомогательных выработок вскрытия относят квершлагги, которые проходят к месторождению от стволов главных и вспомогательных шахт; слепые шахтные стволы, уклоны, капитальные восстающие, выполняющие вспомогательные функции (проветривание, спуск и подъем материалов, вскрытие отдельных участков рудного тела и т. д.).

**Классификация способов
вскрытия**

По роду главных вскрывающих выработок различают простые и комбинированные способы вскрытия.

К простым способам вскрытия относят вскрытие: вертикальным шахтным стволом; наклонным шахтным стволом; штольней.

Комбинированные способы вскрытия представляют различ-

ные сочетания простых методов вскрытия, вызванные спецификой горногеологических условий или большой глубиной разработки.

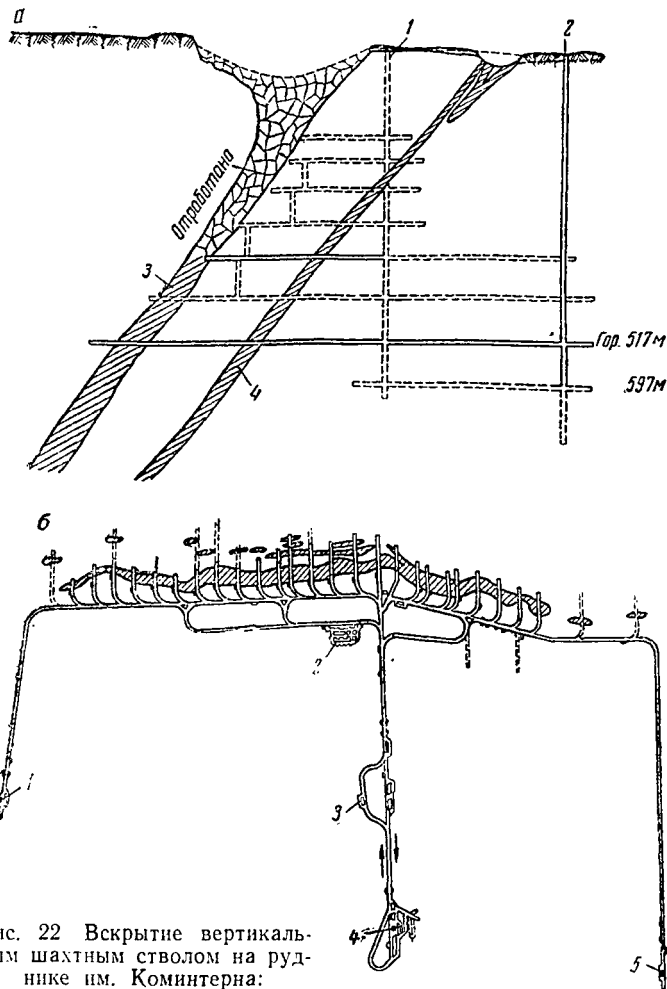


Рис. 22 Вскрытие вертикальным шахтным стволом на руднике им. Коминтерна:

а — разрез по стволу шахты «Октябрьская»: 1 — ствол шахты им. Коминтерна; 2 — главный ствол шахты «Октябрьская»; 3 — II Саксаганский пласт; 4 — I Саксаганский пласт; б — план откаточного горизонта: 1 — ствол шахты «Южная»; 2 — склад ВМ; 3 — ствол шахты им. Коминтерна; 4 — ствол шахты «Октябрьская»; 5 — вентиляционный ствол шахты «Новая-Северная»

Месторождения, как правило, вскрывают несколькими главными и вспомогательными стволами шахт или штольнями.

На рис. 22 показано вскрытие вертикальным шахтным стволом на руднике им. Коминтерна (Криворожский бассейн). Главную

ной вскрывающей выработкой является ствол шахты «Октябрьская», вспомогательными стволами — «Южная» и «Северная» вентиляционные шахты, оборудованные механическим подъемом и являющиеся запасными выходами.

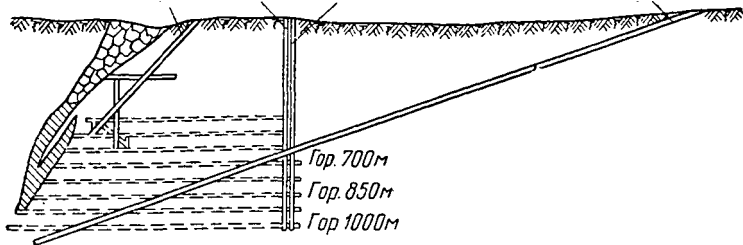


Рис. 23. Схема вскрытия месторождения рудника им. Кирова наклонными конвейерными шахтными стволами:
1 — наклонный ствол шахты им. Кирова; 2 — клетевой ствол шахты № 2; 3 — клетевой ствол шахты № 1; 4 — главные наклонные стволы шахт

Первоначально главной вскрывающей выработкой на этом руднике был ствол шахты им. Коминтерна.

На рис. 23 показано вскрытие рудного месторождения наклонными шахтными стволами. До горизонта 475 м месторождение было вскрыто наклонным стволом 1, пройденным под углом 45°

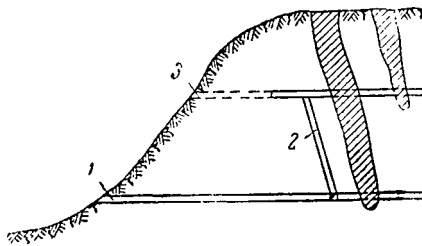


Рис. 24. Вскрытие месторождения штольней:
1 — главная штольня; 2 — капитальный рудоспуск; 3 — вскрывающая штольня

и оборудованным скиповым подъемом. Вспомогательными стволами являлись вертикальные «Южная» и «Северная» вентиляционные шахты. Для спуска и подъема людей, оборудования и материалов был пройден вспомогательный вертикальный ствол. Ниже горизонта 475 м рудное месторождение вскрыто

наклонными стволами, оборудованными ленточными конвейерами. Одновременно с этим предусматривается проходка вспомогательных вертикальных стволов шахт «Артем № 1» и «Артем № 2».

На рис. 24 показано вскрытие месторождения штольной.

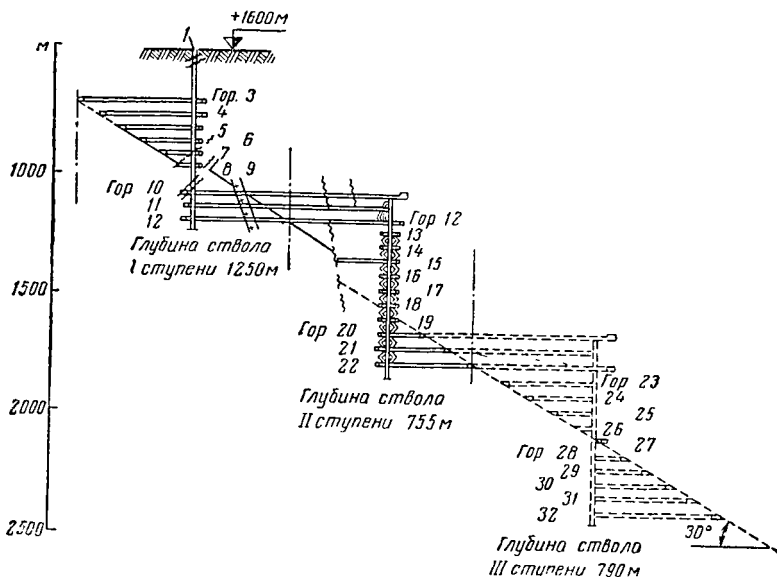


Рис 25. Схема вскрытия поля шахты «Лайбенон» на руднике Консоли-дейтид (ЮАР):

1 — ствол шахты № 1

На рис. 25 приведена комбинированная схема вскрытия золоторудного месторождения ЮАР при разработке его на большой глубине. Разработка месторождения до глубины 2500 м предполагается при помощи трех вертикальных стволов шахт, один из которых пройден с поверхности, а два последующих являются слепыми. При заложении главных и вспомогательных вскрывающих выработок важно выбрать их места расположения вне зоны движения вмещающих пород на поверхности.

§ 2. СДВИЖЕНИЕ И ОБРУШЕНИЕ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД И ПОВЕРХНОСТИ В РЕЗУЛЬТАТЕ ВЫЕМКИ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО. ПОСТРОЕНИЕ ОХРАННЫХ ЦЕЛИКОВ

В результате выемки полезного ископаемого образуются пустоты и равновесие горных пород нарушается.

Если пустоты не заполняют специальной закладкой, а вмещающие породы недостаточно прочны и устойчивы, они сдвигаются и обрушаются.

Влияние выемки полезного ископаемого на сдвигание и обрушение вмещающих пород и земной поверхности сказывается различно в зависимости от горногеологических условий, мощности залежи, угла падения, крепости и устойчивости вмещающих пород, простирания и склонения залежи.

При разработке мощных рудных залежей явления сдвигания и обрушения вмещающих пород проявляются наиболее активно.

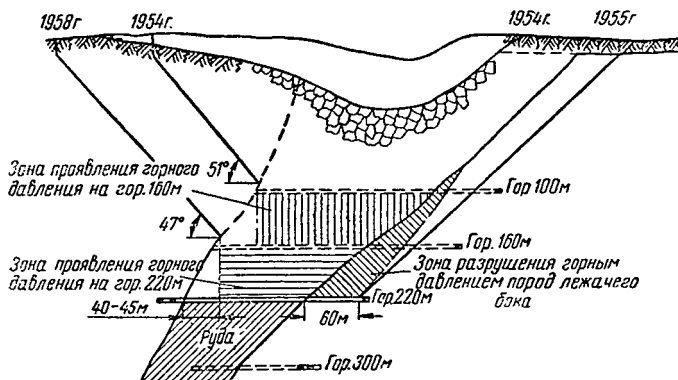


Рис. 26. Разрез вкрест простирания мощной рудной залежи с нанесением зон деформации пород лежащего бока

На рис. 26 показан разрез вкрест простирания мощной рудной залежи большого простирания. В том случае, если разработка ведется с обрушением вмещающих пород при понижении горизонта очистной выемки, выработанное пространство заполняется обрушающимися породами висячего бока. В результате возникает давление этой толщи обрушенных пород на рудный массив и лежащий бок, усиливающееся при увеличении мощности залежи и глубины разработки.

Если прочность пород лежащего бока недостаточна, они деформируются.

Ширина зоны деформации пород лежащего бока вкрест простирания при разработке мощных месторождений нередко достигает 100—130 м, например, на руднике им. Дзержинского (Криворожский бассейн). Крезь выработок, пройденных в этой зоне, нарушается. Поэтому вскрывающие выработки, например основные полевые штреки и капитальные рудоспуски, необходимо проходить вне этой зоны.

Породы лежащего бока могут также деформироваться в результате напряжений, возникающих в них при больших обнажениях под действием силы собственного веса.

В результате сдвижения и обрушения пород всяческого и лежащего боков месторождения происходит деформация земной поверхности — трещины, террасообразные оседания и глубокие воронки.

Различают следующие виды деформаций земной поверхности (рис. 27).

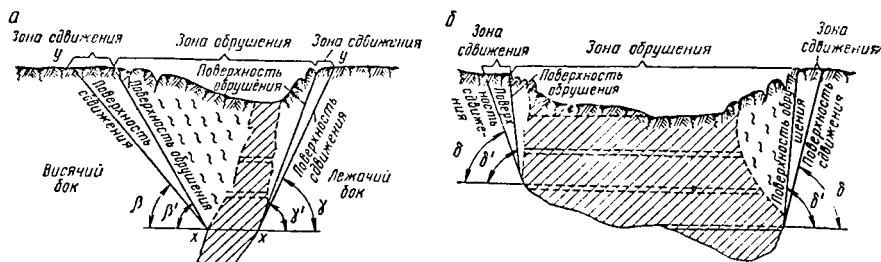


Рис. 27. Построение зон сдвижения и обрушения в коренных породах:
а — разрез вкрест простирания; б — разрез по простиранию

Зона сдвижения — участки земной поверхности над разрабатываемым месторождением, где проявляется сдвижение без разрыва сплошности пород. Обычно зона сдвижения оконтуривается по смещениям точек земной поверхности в любом направлении на 20 м, поскольку такое смещение опасно для сооружений.

Зона обрушения — участки, где в результате очистных работ наблюдаются значительные трещины, террасообразные оседания и провалы.

На рис. 27 показаны линии, соединяющие точки пересечения контура залежи с горизонтом очистной выемки (X) с точками, лежащими на контуре сдвижения и обрушения земной поверхности (Y). Углы, образованные этими линиями с горизонтом, называют углами сдвижения и обрушения вмещающих пород со стороны висячего бока.

Соответственно строятся углы сдвижения и обрушения пород лежащего бока и вмещающих пород на флангах рудного тела.

При наличии наносов контуры, размеры зон сдвижения и обрушения на поверхности несколько видоизменяются. Для коренных пород построение ведется аналогично вышеописанному, а для наносов построение делают по характерным для них углам сдвижения и обрушения. На рис. 28 показано построение зон сдвижения и обрушения при наличии наносов.

Построение зон возможного сдвижения земной поверхности необходимо для правильного выбора места расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок и поверхностных сооружений, а также для определения границ зоны, в пределах которых запрещают вести строительство жилых зданий и промышленных объектов.

При разработке рудных залежей большого простирания (500 м и более) зона сдвига и обрушения горных пород достигает своего максимума в центре. На флангах рудных тел обрушение и сдвиг незначительные. Зоны сдвига и обрушения на поверхности в плане имеют явно выраженную форму овала.

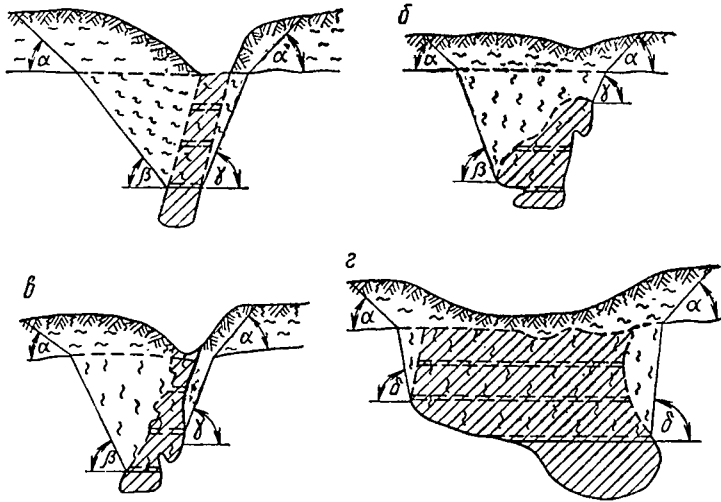


Рис. 28. Построение зон сдвига и обрушения при наличии наносов:
а, б, в — разрезы вкост простирания; *г* — разрез по простиранию

Если простирание рудных залежей составляет 100 м при крепких вмещающих породах, то зона обрушения имеет форму воронки, размеры которой определяются контурами рудного тела под наносами. Зоны сдвига в этом случае вообще отсутствуют. При разработке слепых залежей с крепкими вмещающими породами обрушение обычно не происходит и земная поверхность полностью сохраняется. При малой мощности рудного тела и наличии безрудных промежутков обрушения и сдвига вмещающих пород незначительны.

С увеличением глубины разработки в залежах простиранием 200—300 м и крепких вмещающих породах сдвиг и обрушение земной поверхности уменьшается; при залежах большого простирания наоборот увеличение глубины разработки в ряде случаев вызывает уменьшение углов сдвига.

В зависимости от горногеологических условий и глубины разработки углы сдвига и обрушения в коренных породах изменяются в широких пределах — от 30 до 80°, а в наносах от 45 (глины, пески) до 7° (наносы с наличием пльвуна).

Так как при выборе углов сдвига и обрушения горных пород нельзя учесть все факторы, которые могут оказывать влияние на размеры зон сдвига и обрушения, при выборе места заложения основных вскрывающих выработок оставляют безопасные предохранительные бермы шириной 20 м (для стволов шахт, поверхностных сооружений и полотна железной дороги). Для прочих сооружений ширину бермы принимают 10 м.

Эти бермы создают определенную гарантию для сохранности сооружений в случае уменьшения углов сдвига.

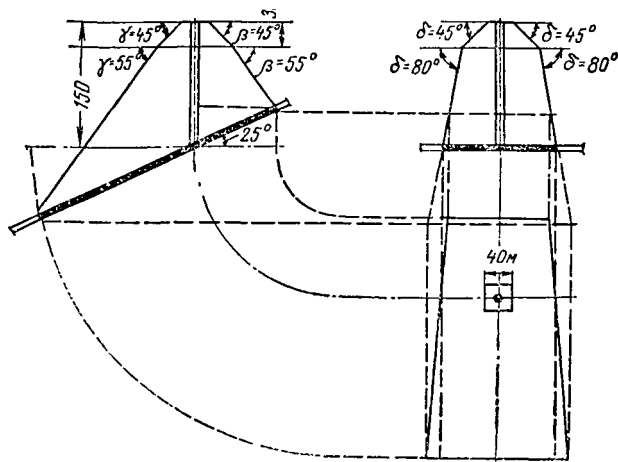


Рис. 29. Построение охранного целика для шахты, разрабатывающей пологопадающее месторождение

Если в пределах горного отвода располагаются сооружения, сохранение которых крайне необходимо, производится построение охранных целиков, в пределах которых месторождение или не разрабатывается или же при ценных рудах отрабатывается в последнюю очередь.

При построении охранного целика (рис. 29) на плане от сооружения, требующего охраны, откладывается безопасная берма, проводятся плоскости под углом сдвига и в наносах, затем в коренных породах. Пересечение этих плоскостей с рудной залежью ограничивает охранный целик. Оставлять целики нежелательно, так как это нарушает планомерное ведение горных работ и значительно увеличивает потери полезного ископаемого при последующей отработке целика. Обычно потери при отработке охранных целиков составляют 30—50% от их запасов.

Подробно вопросы построения охранных целиков и зон сдвига рассматриваются в курсе маркшейдерского дела.

Оценивая величину возможной деформации поверхности, следует учитывать, что вмещающие породы при обрушении разрыхляются и увеличиваются в объеме. Таким образом, при определенном соотношении глубины разработки и мощности залежи можно избежать деформации земной поверхности.

Безопасную глубину при разработке месторождений с обрушением вмещающих пород принимают равной 200 мощностям залежи.

Закладка значительно уменьшает оседание вмещающих пород. В связи с этим при сухой закладке безопасная глубина разработки уменьшается до 80 мощностей рудного тела, а при мокрой закладке, которая имеет меньшую осадку, до 30.

§ 3. ВСКРЫТИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫМ ШАХТНЫМ СТВОЛОМ

Вскрытие вертикальным шахтным стволом является наиболее распространенным методом вскрытия.

В большинстве случаев вертикальные шахтные стволы при разработке крутопадающих и наклонных месторождений проходят в породах лежачего бока вне зоны сдвига (см. рис. 22).

Нарушение этого правила приводит к выходу из строя шахты. Из рис. 22 видно, что ствол шахты им. Коминтерна был расположен очень близко от залежи. При углублении горных работ в результате выемки руды началось сдвижение пород лежачего бока и поверхности в зоне расположения надшахтных зданий. В стволе шахты появились трещины и работа в нем стала небезопасной.

Заложение ствола шахты «Октябрьская» диктовалось также необходимостью разработки первого Саксаганского пласта, находящегося в охранном целике шахты им. Коминтерна.

При разработке горизонтально залегающих и пологопадающих месторождений вертикальный ствол шахты в зависимости от горногеологических условий располагают или вне контуров рудного тела или над залежью (рис 29), что требует оставления охранного целика.

Шахтные стволы должны удовлетворять определенным требованиям для обеспечения надежной и безопасной работы. К этим требованиям относятся:

достаточная площадь поперечного сечения ствола, обеспечивающая нормальные и безопасные операции по подъему полезного ископаемого и пустых пород, подъему и спуску людей и материалов;

достаточная прочность крепи и армировки ствола шахты;
правильное размещение подъемных сосудов.

Шахтные стволы в зависимости от производственной мощности рудника и выполняемых функций могут быть: одноклетевыми, двухклетевыми, скиповыми, скипоклетевыми.

Одноклетевой подъем (рис. 30, а) обычно применяют для главных и вспомогательных стволов шахт при небольшой их производственной мощности и глубине разработки.

При увеличении производственной мощности шахты и глубины разработки в главных стволах шахт применяют двухклетевой подъем (рис. 30, б).

Двухклетевой (рис. 30, б) подъем может быть двух типов: при одной общей подъемной машине для обеих клеток; при независимых подъемных машинах для каждой клетки.

Двухклетевые подъемные машины первого типа наиболее производительны при обслуживании одного горизонта.

Подобные условия характерны для разработки горизонтальных или пологозалегающих месторождений.

Такой тип подъема наиболее целесообразен также для вспомогательных стволов крупных шахт, например вентиляционных, используемых как запасной выход для горнорабочих на поверхность.

Шахтные стволы, оборудованные двумя клетями (с противовесами), работающие независимо друг от друга, благодаря установке двух подъемных машин, рационально применять при разработке крутопадающих месторождений, когда горные работы ведут одновременно на нескольких горизонтах.

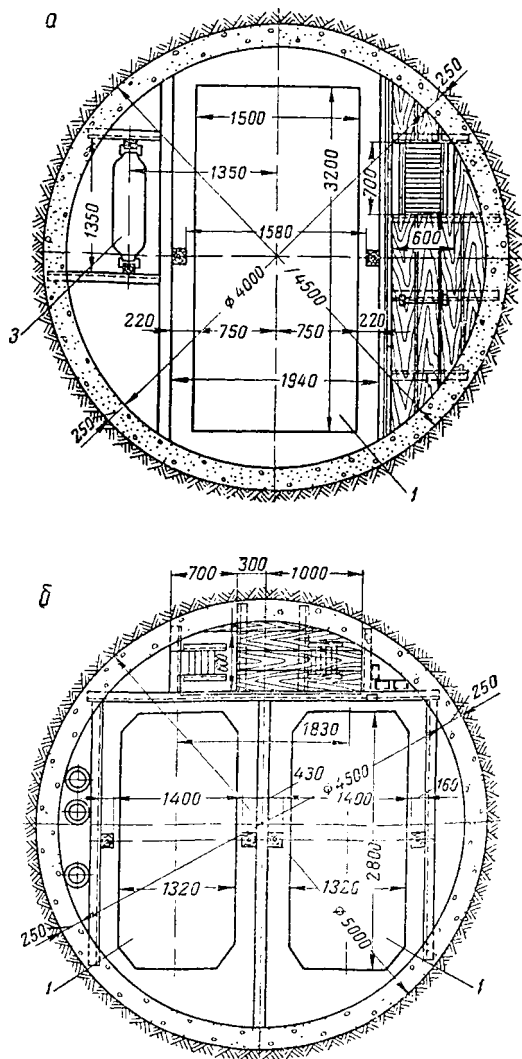


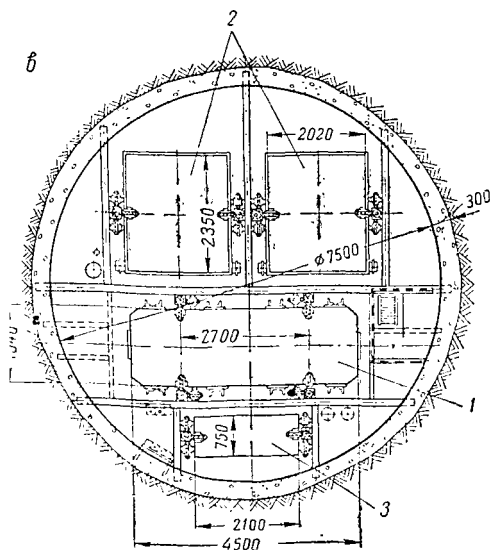
Рис. 30. Типы шахтных
1 — клеть; 2 — скип.

Этот тип подъема в вышеуказанных горнотехнических условиях применяют в главных и вспомогательных стволах шахт. При большой производительной мощности шахты применяют скиповой подъем при грузоподъемности скипов от 5 до 25 т.

При очень большой производительной мощности шахт можно применять скипы грузоподъемностью 50 т с оборудованием специального многоканатного подъема. Такой же тип многоканатного подъема необходим и при скипах грузоподъемностью 25 т, если глубина разработки превышает 1000 м.

Поперечное сечение главных шахтных стволов часто выбирают таким образом, чтобы разместить в одном стволе скиповой и клетевой подъемы (рис. 30, в). Такие стволы шахт называют скипо-клетевыми.

Кроме того, в стволах шахт размещают обычно также лестничное, трубное, кабельное отделения, а иногда предусматривают устройство так называемого инспекторского подъема. По размерам указанных отделений стволов шахт и величинам допустимых зазоров между подъемными сосудами и расстрелами, а также между подъемными сосудами и стенками шахты определяют диаметр ствола шахты в свету крепи.



подъемов:
— противовес

С увеличением производительной мощности шахты размеры поперечных сечений главного и вспомогательных стволов соответственно возрастают, увеличивается также число вспомогательных стволов шахт.

Институт Кривбасс-проект обобщил многолетний опыт проектирования железорудных шахт и установил наиболее рациональное число главных и вспомогательных стволов шахт для рудников различной производительной мощности и глубины разработки (табл. 5).

Предлагая эти типовые комплексы шахтных стволов, институт принял

согласно экономическим расчетам, что при емкости подъемного сосуда до 10 т целесообразнее подъем осуществлять клетями, используя 10-т вагонетки.

Характеристика стволов шахт

Тип ствола	Диаметр ствола в свету, М	Число клетей	Число клетевых подъемов	Размеры клетки в плане, М	Тип вагонетки клетевоего подъема	Число вагонеток, поднимаемых в одной клетей	Число инспекторских подъемов	Грузоподъемность скипов, М ³
Одноклетевой	4,5	1	1	3,7x1,44	ВРГ-2	1	—	—
Двухклетевой	6,0	2	1	3,7x1,44	ВРГ-2	2	—	—
Двухклетевой с двумя независимыми подъемами .	6,0	2	2	3,7x1,44	ВРГ-2	2	—	—
Двухклетевой	6,5	2	1	4,5x1,54	ВРГ-4	1	—	—
Двухклетевой с двумя независимыми подъемами .	6,5	2	2	4,5x1,54	ВРГ-4	1	—	—
Двухклетевой с двумя независимыми подъемами и инспекторской клетью	7,0	2	2	4,5x1,54	ВРГ-4	1	1	—
То же	7,5	2	2	6,5x1,58	ВРГ-4	1	1	—
Скипо-клетевой	6,5	1	1	4,5x1,54	ВРГ-4	1	—	15
Скипо-клетевой с инспекторским подъемом	7,0	1	1	4,5x1,54	ВРГ-4	1	1	20
То же	7,5	1	1	4,5x1,54	ВРГ-4	1	1	25
	7,5	1	1	6,5x1,58	ВРГ-4	1	1	25
Скипо-клетевой	8,5	2	1	4,5x1,54	ВРГ-4	1	—	25
Вентиляционный	3,0	—	—	—	—	—	—	—
То же	4,5	—	—	—	—	—	—	—

* В числителе — производительность при загрузке одного этажа клетки, в знаменателе —
 Примечания . 1. Условные обозначения стволов: К — клетевой, С — скиповой
 2. Вагонетка ВРГ-2 — глухая пятитонная; ВРГ-4 — глухая десятитонная.
 3. БЦКБ — билиндроконические барабаны.

Таблица 5

железородных бассейнов

Тип подъемной машины			Предельная глубина подъема по канатоемкости барабана			Производительность подъема с предельной глубиной, тыс. т		Емкость бады доз углубочного отделения, д ³
			К	С	И	К	С	
1×5×3,2/0,75	—	—	600	—	—	280*	—	0,3
1×6×3,2/0,75	—	—	700	—	—	440	—	0,35
1×6×3,2/0,75	—	—	800	—	—	$\frac{440}{610}$ 600	—	
БЦКБ 8,5×5× ×2,7	—	—	1200	—	—	710	—	0,5
БЦКБ 8,5×5× ×2,7	—	—	1200	—	—	700	—	0,35
БЦКБ 8,5×5× ×2,7	—	1×6×3,2/0,75	1200	—	1200	700	—	0,65
БЦКБ 8,5×5× ×2,7	—	1×6×3,2/0,75	1200	—	1200	700	—	0,5
БЦКБ 8,5×5× ×2,7	БЦКБ 8,5×5× ×2,7	1×6×3,2/0,75	1200	1200	—	1800	—	0,35
БЦКБ 8,5×5× ×2,7	БЦКБ 8,5×5× ×2,7	1×6×3,2/0,75	1200	1200	1200	2400	—	0,5
БЦКБ 8,5×5× ×2,7	БЦКБ 8,5×5× ×2,7	1×6×3,2/0,75	1200	1200	1200	3000	—	1,0
БЦКБ 8,5×5× ×2,7	БЦКБ 8,5×5× ×2,7	1×6×3,2/0,75	1200	1200	1200	3000	—	0,5
БЦКБ 8,5×5× ×2,7	БЦКБ 8,5×5× ×2,7	—	1200	1200	—	3000	—	0,5
—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—

двух этажей.

И — инспекторский

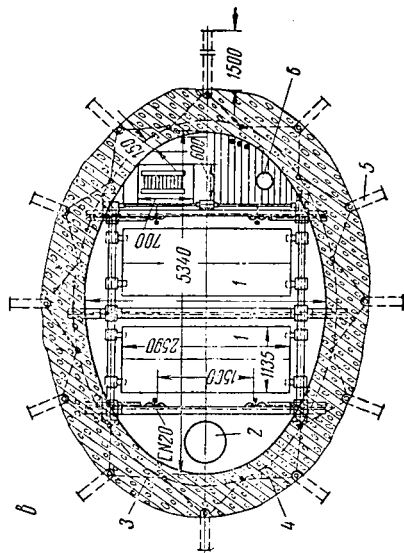
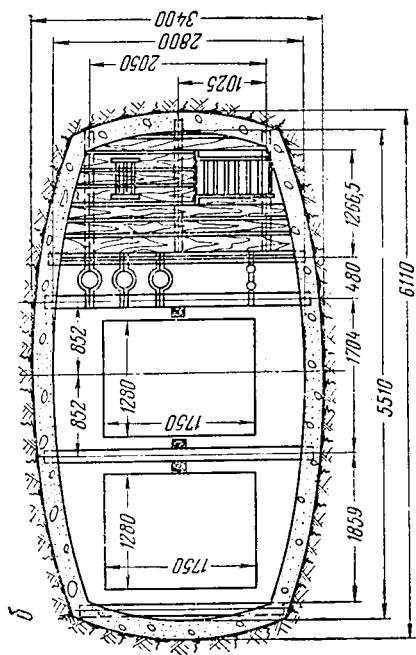
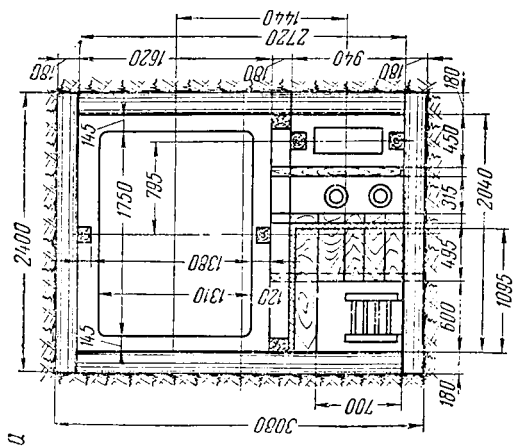


Рис. 31. Сечение стволов шахт:
 а — прямоугольный; б — эллиптический; в — эллиптический;
 1 — калиты; 2 — бадей; 3 — стальной трос; 4 — арматура ($d = 8-10$ мм);
 5 — штанговая крест; 6 — негидравлическая труба

При большей расчетной грузоподъемности целесообразнее использовать скипы.

Эти рекомендации справедливы при разработке мощных рудных месторождений и шахтах большой производственной мощности.

При разработке месторождений с незначительными запасами и шахтах небольшой производительности число и размеры поперечного сечения шахтных стволов, грузоподъемность и тип откаточных и подъемных сосудов устанавливаются расчетом.

На рис. 31 показаны формы поперечного сечения стволов шахт.

Для прямоугольного сечения ствола шахты характерно наиболее рациональное использование площади поперечного сечения.

В меньшей степени это преимущество характерно и для стволов шахт с криволинейной и эллиптической формами поперечного сечения.

Наименее рационально используется круглое поперечное сечение ствола шахты, однако, до того момента, когда размеры поперечного сечения ствола шахты должны увеличиваться, исходя из необходимости подачи в шахту большего количества воздуха. Такая необходимость возникает при шахтах большой производственной мощности.

Основным преимуществом шахтных стволов с круглым поперечным сечением является лучшая сопротивляемость горному давлению.

При круглом поперечном сечении ствола шахты, закрепляемого обычно бетоном, стоимость возведения крепи дешевле, чем при других типах поперечного сечения.

В связи с этими обстоятельствами при большом горном давлении и значительной глубине разработки, а также при большой производственной мощности чаще всего применяют круглое поперечное сечение ствола шахты.

§ 4. ВСКРЫТИЕ НАКЛОННЫМ ШАХТНЫМ СТВОЛОМ

При разработке рудных месторождений в качестве главных и вспомогательных выработок вскрытия проходят наклонные шахтные стволы, располагаемые обычно в породах лежащего бока вне зоны сдвижения. В очень редких случаях наклонные стволы проходят по рудному телу, что нецелесообразно ввиду необходимости оставления целиков.

По характеру подъема полезного ископаемого различают наклонные стволы:

с подъемом полезного ископаемого в скипах (см. рис. 23 и 32, *а*) или, что реже, при помощи одной или двух клетей;

с доставкой полезного ископаемого конвейерами (см. рис. 23 и 32, *б*).

Наклонные стволы, оборудованные подъемными сосудами, проходят под углами от слабо наклонных до 50° .

При доставке полезного ископаемого конвейерами максимальный угол наклона шахтного ствола принимают 18° , так как при больших углах наклона может происходить скатывание кусков транспортируемого по ленте полезного ископаемого.

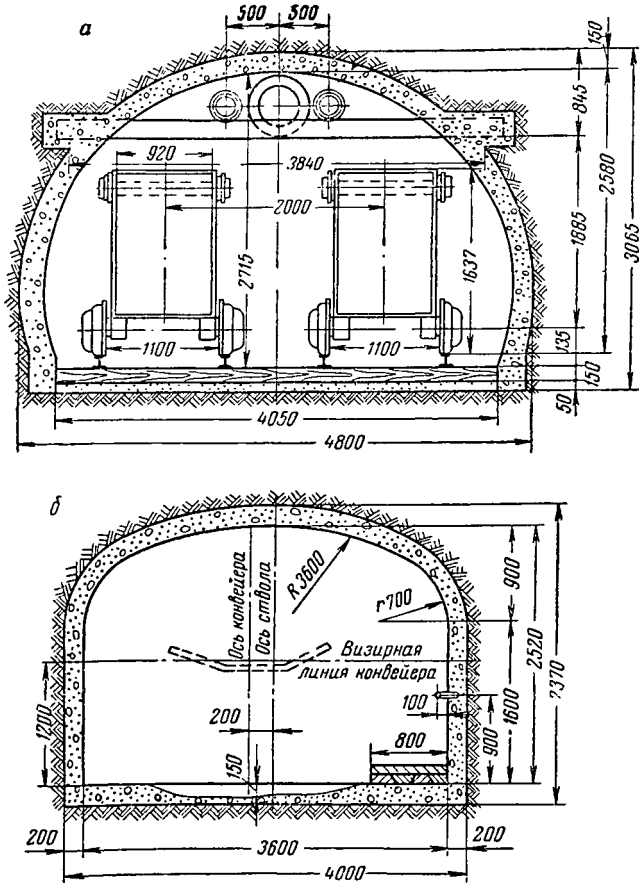


Рис. 32. Типы поперечных сечений наклонных стволов шахт:

a — подъем полезного ископаемого в скипах; *б* — то же, конвейерами

В соответствии с габаритами подъемных сосудов или конвейеров, размещаемых в наклонном стволе, выбирают размеры поперечного сечения.

Наклонные стволы шахт, оборудованные подъемными сосудами, применяют при сравнительно небольшой глубине и малой

производственной мощности шахты, учитывая, что подъем полезного ископаемого в этом случае связан с частыми авариями — сходом с рельсов подъемных сосудов. Кроме того, подъемный канат сильно изнашивается от трения.

Наклонные стволы, оборудуемые конвейерами, применяют как главные выработки вскрытия при большой производственной мощности шахты.

§ 5. СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА МЕТОДОВ ВСКРЫТИЯ ПРИ ПОМОЩИ ВЕРТИКАЛЬНОГО И НАКЛОННОГО СТВОЛОВ

Вскрытие вертикальным стволом шахты по сравнению с наклонным имеет следующие преимущества:

длина ствола шахты меньше (см. рис. 23);

при равной производственной мощности шахт сечение вертикального ствола меньше, так как подъем по вертикальному стволу может производиться с большей скоростью и размеры подъемных сосудов могут быть меньше, чем при наклонных стволах;

стоимость крепления и поддержания вертикального ствола шахты меньше, чем наклонного ствола;

водоотлив по вертикальному стволу шахты значительно дешевле из-за меньшей длины трубопроводов;

проходка вертикального ствола шахты дешевле, чем наклонного ствола.

Недостатки методов вскрытия при помощи вертикальных шахтных стволов:

1. Большой объем подготовительных работ по проведению квершлагов, длина которых при наклонных стволах значительно меньше (см. рис. 23).

Этот недостаток вскрытия вертикальными шахтами особенно проявляется при угле падения рудной залежи менее 50° .

2. Необходимость дорогостоящего подъемного оборудования при большой производительности шахты.

Преимущества наклонных стволов шахт:

уменьшение капитальных затрат на проходку квершлагов от шахты к месторождению;

уменьшение времени, необходимого на работы по вскрытию; возможность обеспечения большой производственной мощности шахты при меньших капитальных затратах в случае установки подъемного конвейера;

создание условий для непрерывного потока добытой руды на поверхность.

К недостаткам наклонных стволов шахт, кроме перечисленных ранее, следует отнести также невозможность обеспечения безопасности спуска и подъема людей в такой же мере, как и по

стволу вертикальной шахты. Это объясняется тем, что устройство улавливающих приспособлений для клетки при обрыве каната при наклонных стволах менее надежно.

В связи с этим при вскрытии наклонным стволом проходят вертикальный вспомогательный ствол для спуска и подъема людей и обычно вертикальные вентиляционные стволы.

Наибольшее распространение на практике имеет вскрытие вертикальными стволами.

Путем технико-экономического сравнения в конкретных горнотехнических условиях с учетом всех факторов можно решить вопрос о методе вскрытия.

§ 6. ВСКРЫТИЕ ШТОЛЬНЕЙ

При гористом рельефе местности часто применяют вскрытие штольней, которую можно проходить по руде и породам лежащего и всячего боков вкрест простирания и по простиранию месторождения.

Проходку штолен по руде обычно применяют при вскрытии горизонтальных или пологопадающих месторождений. На рис. 24 показано вскрытие рудного месторождения штольней, пройденной вкрест простирания. При вскрытии штольней крутопадающих месторождений в том случае, если штольня проходится параллельно простиранию месторождения, ее располагают в зависимости от крепости и устойчивости пород и условий дальнейшей разработки в лежачем или всячем боку.

Проходку штольни по руде применяют при разработке жильных и маломощных месторождений.

При проходке штольни вкрест простирания ее располагают так, чтобы рудная залежь находилась бы выше ее уровня (см. рис. 24).

Кроме капитальной штольни *1* (главной вскрывающей выработки) проходят капитальный рудоспуск *2*. Вместо капитального рудоспуска можно проходить вскрывающие штольни на каждом этаже (см. пунктир), если это будет экономически выгодно. При этом учитывают необходимость перепуска руды со всех разрабатываемых этажей на уровень горизонта основной откаточной штольни.

§ 7. СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ВЕРТИКАЛЬНЫМ СТВОЛОМ И ШТОЛЬНЕЙ

Если по условиям залегания месторождения (в гористой местности) возникает вопрос о выборе метода вскрытия вертикальным стволом шахты или штольней, то необходимо учитывать, что вскрытие штольней имеет следующие преимущества: отсутствие расходов на подъем и водоотлив;

отсутствие необходимости затрат на сооружение копра и надшахтного здания подъемной машины;
значительное упрощение схемы вскрытия.

§ 8. КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ВСКРЫТИЯ

Комбинированные методы вскрытия применяют главным образом при большой глубине разработки.

Как известно, шахтные подъемные машины имеют определенную для каждого типа предельную глубину подъема¹

При доработке месторождения до предельной глубины, обусловленной возможностью подъемной машины, очень часто возникает вопрос о закладке слепого ствола шахты для дальнейшей разработки месторождения. В связи с этим на практике очень часто встречается двухступенчатый, а при разработке особо глубоких шахт и трехступенчатый подъем.

На рис. 25 показана схема трехступенчатого подъема: на одном из рудников ЮАР вертикальными стволами шахт, а на рис. 33 — одним вертикальным и тремя наклонными стволами

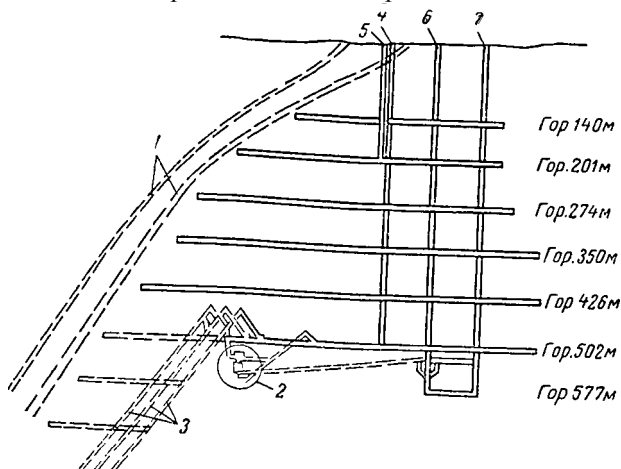


Рис. 33. Схема вскрытия месторождения рудника Муфулира:

1 — залежь; 2 — пункт перегрузки; 3 — наклонные стволы шахт; 4 — ствол шахты № 9; 5 — ствол шахты № 8; 6 — ствол шахты № 5; 7 — ствол шахты «Селькицион»

шахт. В последнем случае закладка наклонных стволов шахт обусловлена необходимостью сокращения расходов на проведение квершлагов.

Ступенчатый подъем, обуславливающий необходимость перегрузки полезного ископаемого и транспортирования от одного

¹ Для машин с бицилиндро-коническими барабанами предельная глубина 1200 м.

ствола к другому, требует дополнительных эксплуатационных затрат.

В связи с этим стремятся увеличить глубину шахт 1-й ступени. На рудниках Криворожского бассейна она принята 1200 м при подъемных машинах с бицилиндрическими барабанами.

Применение многоканатного подъема позволяет увеличить глубину стволов шахт первой ступени до 1500 м.

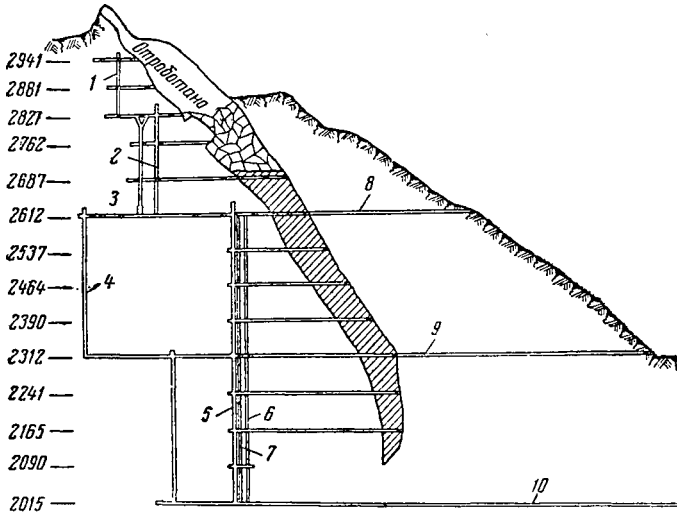


Рис. 34. Комбинированный способ вскрытия при помощи штольни, слепого ствола шахты и капитальных рудоспусков на руднике Тырны-Ауз:

1 — ствол шахты «Пик»; 2 — слепой ствол шахты № 1; 3 — рудоспуск № 3; 4 — вентиляционный ствол шахты; 5 — слепой ствол шахты «Капитальная»; 6 — рудоспуск № 1; 7 — рудоспуск № 2; 8 — штольня «Капитальная»; 9 — штольня «Змейка»; 10 — штольня «Главная»

На рис. 34 показан комбинированный метод вскрытия штольней, слепым стволом и капитальными рудоспусками на руднике Тырны-Ауз. Часть месторождения, расположенная выше уровня штольни, разрабатывается при помощи капитального рудоперепуска.

Рассмотренные выше комбинированные методы вскрытия являются наиболее распространенными. На практике встречаются и другие комбинации вскрывающих выработок, например месторождение рудника Сулливан (Канада) вскрыто штольней, а ниже уровня штольни — наклонными стволами шахт, оборудованных ленточными конвейерами.

Нередко можно встретить комбинацию штольни и слепого вертикального шахтного ствола для разработки участка месторождения, расположенного ниже уровня штольни, и т. п.

Выбор рационального в данных условиях метода комбинированного вскрытия производится из сравнения преимуществ и стоимости различных вариантов.

§ 9. ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, ПРЕДСТАВЛЕННЫХ СВИТОЙ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

При вскрытии свиты рудных залежей, заключенных в так называемой продуктивной (рудоносной) зоне, стремятся в большинстве случаев выбрать место заложения шахты в лежащем

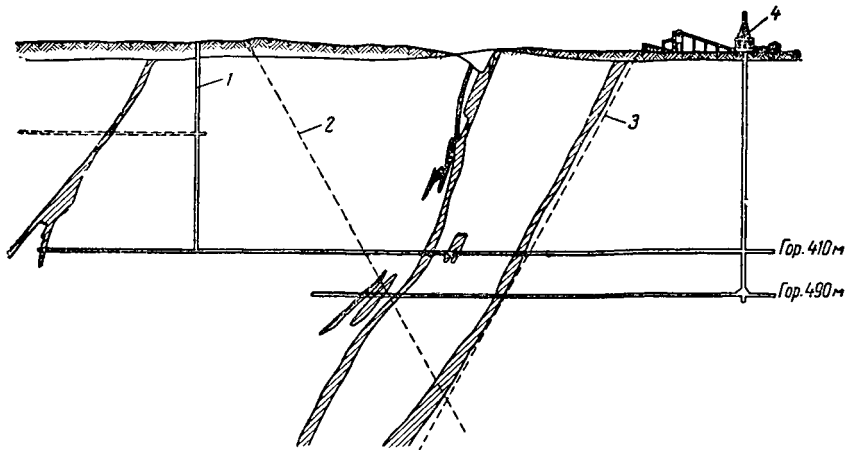


Рис. 35. Вскрытие свиты рудных залежей на руднике им. Фрунзе:
1 — ствол шахты «Центральная»; 2 — граница охранного целика ствола шахты «Центральная»; 3 — граница охранного целика ствола шахты «Новая»; 4 — ствол шахты «Новая»

боку этой толщи, чтобы избежать потерь руды в охранных целиках. Таким примером может служить вскрытие свиты рудных залежей на руднике им. Фрунзе в Криворожском бассейне (рис. 35). До глубины 410 м месторождение разрабатывалось шахтой «Центральная», заложённой в продуктивной толще.

Для уменьшения потерь руды в целиках месторождение ниже 410 м будет разрабатываться новой шахтой, заложённой в лежащем боку.

§ 10. ОКОЛОСТВОЛЬНЫЕ ДВОРЫ

В месте пересечения ствола шахты с основным квершлагом проходят комплекс выработок, называемых окоlostвольным двором, для приема и перегрузки в подъемные сосуды горной массы, перемещения материалов, сообщения горнорабочих с поверхностью, проветривания, водоотлива и других операций, связанных с разработкой месторождений.

Околоствольный двор состоит из выработок, по которым подаются к стволу груженные вагонетки и их загрузка в клеть или разгрузка в подземный бункер; выработок для сбора порожних вагонеток и откатки их в главный квершлаг. Кроме того, к околоствольному двору относится также ряд камер: подземные бункера, камера дробления, насосная станция, электроподстанция, депо для подземных локомотивов, мастерские для ремонта оборудования, кладовые, камеры ожидания рабочих, медицинский пункт и др.

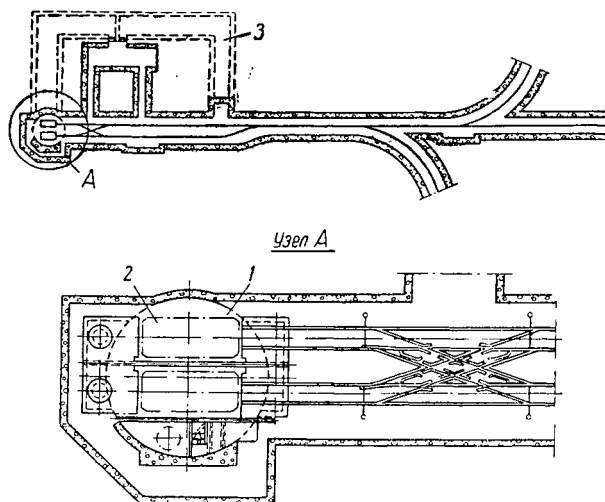


Рис. 36. Тупиковый околоствольный двор шахт малой производственной мощности:

1 — ствол шахты; 2 — клеть; 3 — водосборник

Типы и размеры околоствольных выработок определяются следующими факторами:

- типом шахты (вертикальной или наклонной);
- формой и размерами поперечного сечения ствола;
- способом подъема (клеть одноэтажные или двухэтажные, скипы);
- производственной мощностью шахты;
- типом и размерами откаточных сосудов;
- физическими свойствами руды, в зависимости от чего оборудуются камеры дробления или специальные устройства для приема залипающих руд;
- количеством сортов руды, требующих оборудования специальных бункеров для их приема и перевозки.

Различают: односторонние (рис. 36) и двусторонние (рис. 37) околоствольные дворы в зависимости от того, имеется ли из ство-

ла шахты выход в одну или две стороны околоствольного двора; тупиковые (рис. 37) и кольцевые (рис. 38) околоствольные дворы по характеру выработки, служащей для возврата порожняка.

Наибольшую высоту околоствольный двор имеет в месте примыкания к стволу шахты для выгрузки из клетки и погрузки длинных предметов: рельсов, труб и т. п.

Тупиковые односторонние околоствольные дворы применяют на шахтах небольшой производственной мощности. В тупиковом дворе перед загрузкой в клеть груженной вагонетки необходимо выкатить порожнюю, перемещая ее во встречном направлении.

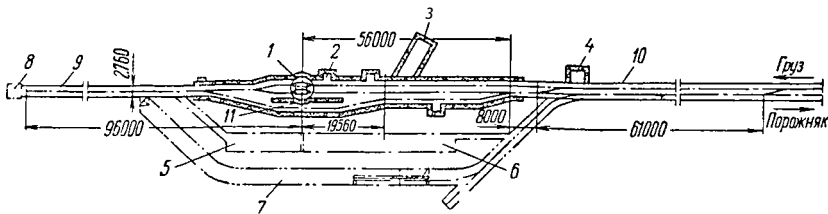


Рис. 37. Клетевой околоствольный двор

Это увеличивает время на смену вагонеток в клетях, а также затрудняет механизацию, вследствие этого устройство тупиковых околоствольных дворов возможно только при небольшой производственной мощности шахты.

Очень часто околоствольные дворы такого типа находят применение при разведочных работах. Смену вагонеток производят вручную, в связи с чем емкость вагонеток не превышает 0,75—1 т. В качестве подъемного сосуда часто используется бадья, устанавливаемая на специальной тележке.

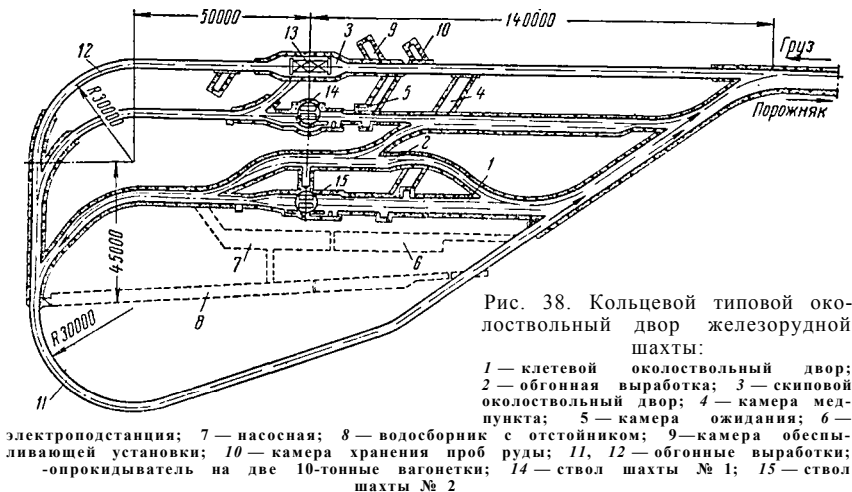
На рис. 37 показан типовой околоствольный двор шахты производственной мощностью до 1 млн. т в год. Подъем оборудован двумя клетями. Груженные вагонетки, поступающие со стороны главного квершлага 10, выталкивают порожние, которые скапливаются в тупиковой части околоствольного двора 9, а затем поступают в обгонную выработку 11, где формируются в составы для отправки к рабочим участкам шахты.

К околоствольному двору примыкает ниша с сигнальной аппаратурой 2, камера ожидания рабочих 3, камера медицинского пункта 4, насосная станция 5, электроподстанция 6, водосборник 7 и камера вспомогательного водоотлива 8 в тупике околоствольного двора, который проходится с уклоном от ствола шахты 1.

При увеличении производственной мощности шахты и связанного с этим применения скипового подъема конструкция околоствольного двора усложняется.

На рис. 38 показан двусторонний околоствольный двор кольцевого типа железорудной шахты производственной мощностью 2,5 млн. *t* в год с примыкающими к нему выработками различного назначения.

Кроме двухклетевого околоствольного двора с обгонной выработкой для круговой откатки пройден специальный скиповый околоствольный двор, где установлен опрокид на две глухие десятитонные вагонетки.



При большой производственной мощности шахты вскрытие месторождения производится двумя квершлагами, в связи с чем околоствольный двор изменяет свою форму и размеры. На рис. 40 показан околоствольный двор кольцевого типа при наличии двух квершлагов на горизонте. В данном случае в связи с большой производственной мощностью пройдены два подъемных шахтных ствола № 1 и 2.

Главный откаточный квершлаг может являться продолжением околоствольного двора (см. рис. 36 и 37), примыкать под прямым углом к околоствольному двору или даже огибать ствол шахты таким образом, что подача груза происходит (при кольцевом околоствольном дворе) с противоположной относительно месторождения стороны (рис. 40).

Применение на практике того или иного типа околоствольного двора определяется производственной мощностью шахты, схемой вскрытия и местными условиями.

В последнее время на крупных механизированных шахтах клетевой двусторонний околоствольный двор оборудуют механи-

ческими устройствами (рис. 39) для загрузки груженных вагонеток в клет. Толкателем, приводимым в движение приводом, груженные вагонетки подаются к дозирующему устройству, снаб-

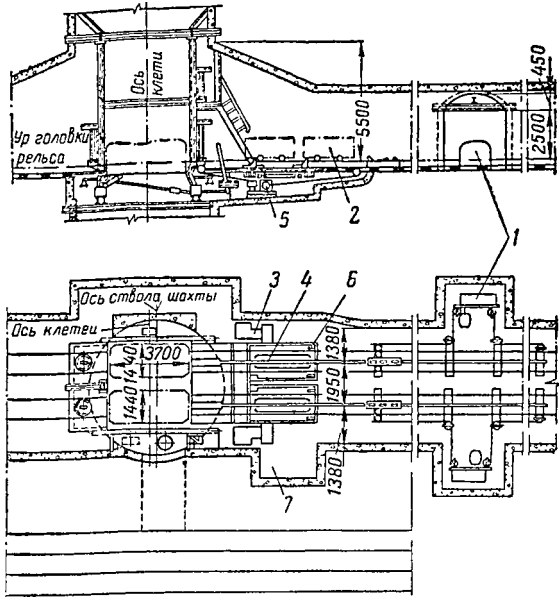


Рис. 39. Оборудование клетового околоствольного двора шахты для механической погрузки груженных вагонов в клет:

- 1 — привод подтягивающего толкателя; 2 — груженные вагонетки; 3 — привод дозирующего стопера; 4 — канатный толкатель; 5 — привод канатного толкателя; 6 — стопор дозирующего устройства; 7 — пульт управления

женному приводом. При помощи канатного толкателя и привода вагонетки заталкиваются в клет.

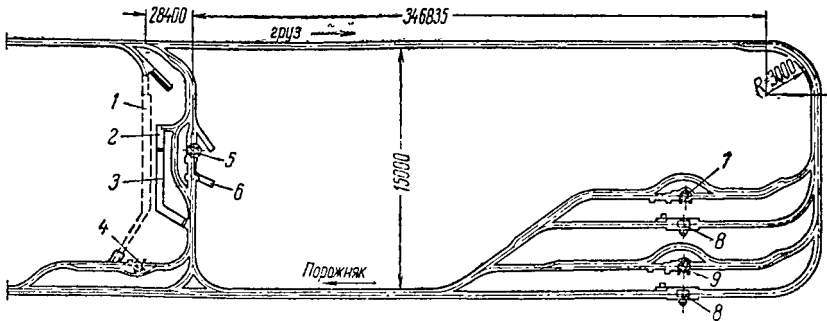


Рис. 40. Околоствольный двор кольцевого типа (шахта «Гвардейская», гор. 552 м):

- 1 — водосборник емкостью 800 м³; 2 — насосная камера; 3 — электроподстанция; 4 — слепой ствол шахты № 3; 5 — ствол шахты «Новая»; 6 — камера ожидания; 7 — ствол шахты № 2; 8 — опрокидыватель; 9 — ствол шахты № 1

Толкатели могут быть оборудованы электрическим или пневматическим приводом, что устраняет тяжелый ручной труд горнорабочего.

Из выработок, примыкающих к околоствольному двору, наиболее важное значение имеет подземный бункер, устройство которого обязательно при скиповом подъеме.

На рис. 41 показан общий вид подземного бункера, который, примыкая к скиповому околоствольному двору, имеет приемо-загрузочную воронку 5, емкостную часть б, перекрываваемую специальными затворами 7, и так называемый дозатор 8.

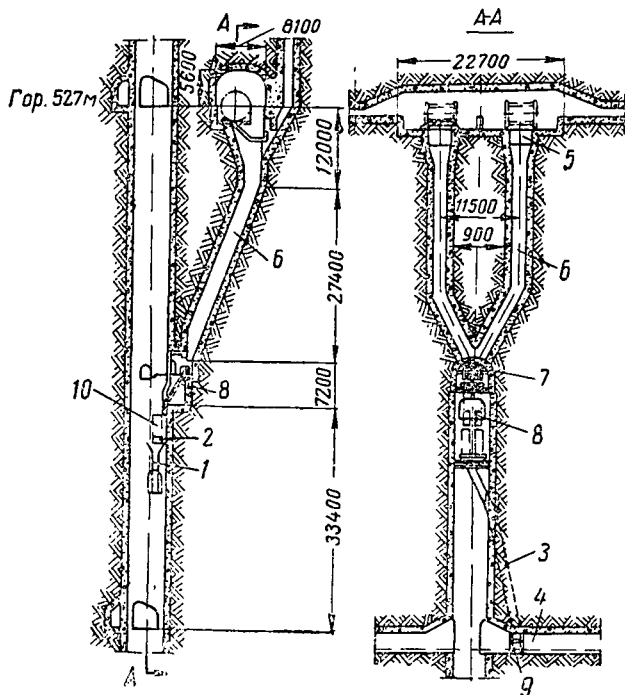


Рис. 41. Общий вид подземного бункера

Поступающие в околоствольный двор груженные вагонетки разгружаются в приемную воронку. Крупные глыбы руды, не проходящие через решетку бункера, дробятся специальными бутобоями на решетке. Из емкостной части бункера руда поступает в дозатор (емкость которого равна емкости скипа) и из дозатора погружается в скип, после чего цикл операций повторяется.

Находящиеся в камере дозатора рабочие загружают дозатор и скип, управляя специальными затворами, снабженными пневматическим приводом.

При полной механизации подъема эта операция осуществляется автоматически.

Ниже места загрузки скипов смонтирован так называемый рудоуловитель 1 (рис. 41) в виде воронки из котельного железа, укрепленный на специальной раме 2. Воронка уловителя соединяется со специальным восстающим 3, пройденным с нижележащего горизонта 4.

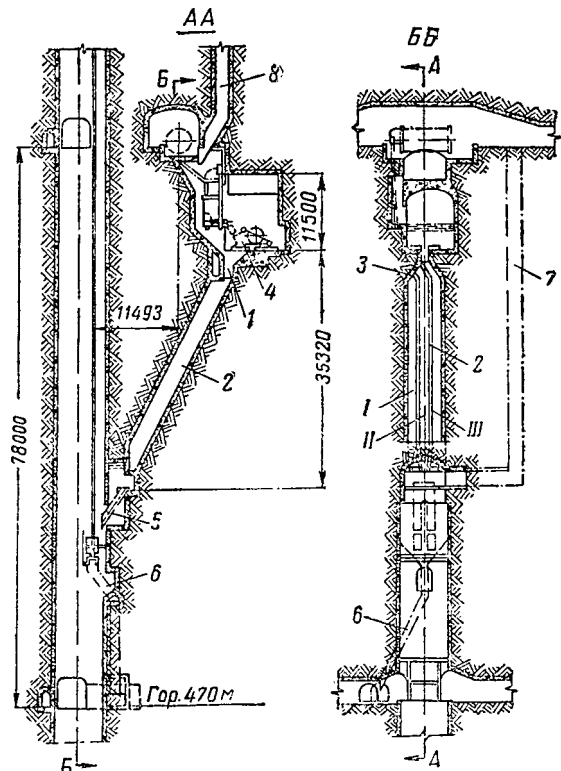


Рис. 42. Подземный бункер ствола шахты «Новая» рудника им. Розы Люксембург на гор. 392 м
 1 — приемозагрузочная воронка; 2 — емкостная часть бункера (320 м³); 3 — затвор; I, II, III — отделения бункера; 4 — подземная дробилка 1200 X 900 мм; 5 — дозатор; 6 — рудоуловитель; 7 — ходок в камеру загрузочного устройства; 8 — рудоспускной гезенк

Просыпающаяся при загрузке скипов 10 руда попадает в воронку и оттуда в восстающий 3, снабженный погрузочным люком 9 на нижележащем горизонте 4. При работе необходимо ежемесячно выгружать руду из восстающего.

Бункер имеет два отделения для различных сортов руды. На крупных шахтах за последнее время получила широкое распространение установка перед бункером подземных дробилок, что позволяет увеличить размеры кондиционного куска, а следовательно, и производительность труда горнорабочих, так как трудоемкая операция дробления руды на грохотах производится в дробилках.

На рис. 42 показан бункер (емкостью 320 м³), оборудованный дробилкой в верхней приемной части. Емкостная часть бункера состоит из трех отделений, позволяющих принимать руду

двух сортов и пустые породы. Затвором регулируют подачу дробленой руды в какое-либо из отделений бункера.

На рис. 43 показана конструкция бункера с несколько иным расположением дробилки 4 и емкостной части бункера 1. Характерной особенностью рудного бункера является наличие люков 5, снабженных питателями 2, и пластинчатого конвейера 3 для питания дробилки 4.

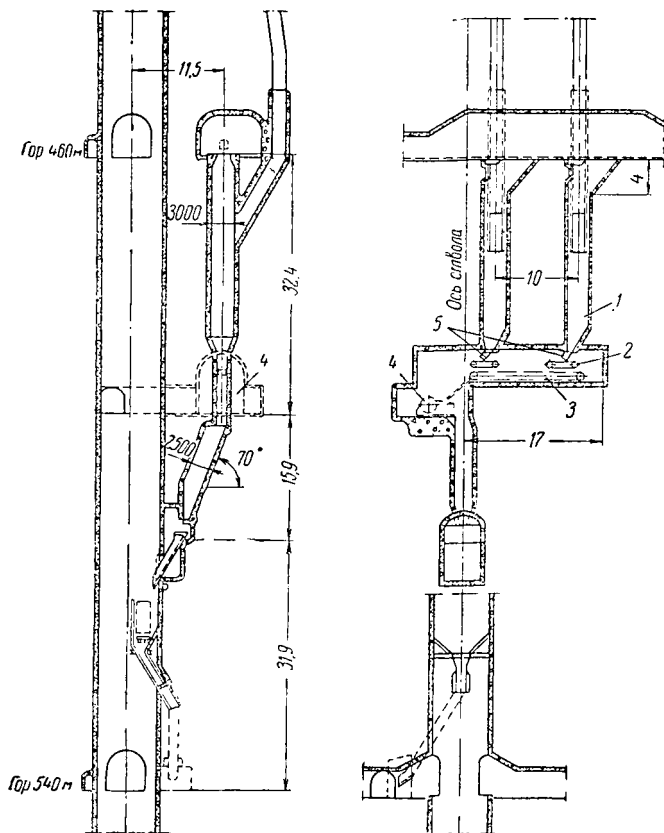


Рис. 43. Общий вид подземного бункера с люками, снабженными питателями и пластинчатым конвейером для подачи руды в дробилки

Как следует из рассмотрения скипового околоствольного двора, применение скипового подъема требует углубки ствола шахты на один горизонт ниже работающего для рационального размещения бункеров и улавливания руды, просыпающейся при загрузке скипов. Примыкающие к околоствольному двору камеры, в которых размещаются насосная станция, электроподстан-

ция, электровозное депо, перфораторная мастерская, кладовая и склады, медицинский пункт, представляют собой горизонтальные выработки, закрепленные обычно бетоном.

Размеры этих выработок определяются в зависимости от производственной мощности шахты.

Некоторой особенностью отличаются проходка и оборудование водосборников, расположенных, как правило, ниже уровня клетового околоствольного двора (рис. 44) и соединяемых с насосной станцией специальными колодцами. Водосборники про-

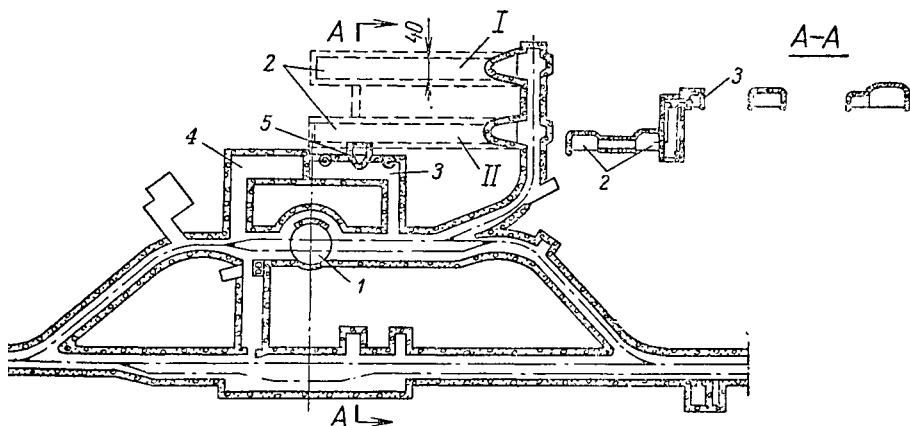


Рис. 44. Околоствольный двор с примыкающими к нему водосборником и насосной:

1 — ствол шахты; 2 — водосборник; 3 — насосная камера; 4 — электроподстанция; 5 — колодец

ходят с двумя отделениями (I и II) с тем, чтобы обеспечить возможность их поочередной чистки, не снижая обусловленной правилами запасной емкости, обеспечивающей восьми-двенадцатичасовой приток воды.

§ 11. ВЫСОТА ЭТАЖА. ПОРЯДОК ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

При вскрытии и разработке рудных месторождений важное значение имеет высота этажа, определяющая число вскрываемых горизонтов (см. рис. 22) и общую стоимость работ по вскрытию. Для снижения этих расходов желательно увеличение высоты этажа.

Однако при увеличении высоты этажа затрудняется передвижение горнорабочих и удорожается проходка восстающих и доставка материалов в рабочие забои. При увеличенной высоте этажа требуется более тщательная эксплуатационная разведка для правильного определения контуров залежи между этажными выработками. В ряде случаев возрастают потери руды при отработке временных целиков.

Увеличение высоты этажа удлиняет сроки подготовки этажа, однако подготавливаемые запасы возрастают.

При выборе высоты этажа помимо вышеуказанных факторов необходимо учитывать горнотехнические условия, мощность, угол падения, характер залегания месторождения, крепость руды и вмещающих пород.

С увеличением угла падения залежи, крепости руды и вмещающих пород высоту этажа принимают больше. Аналогично поступают при разработке разрозненных рудных тел, когда запасы подготавливаемого этажа меньше, чем при разработке залежей непрерывного простирания. Из этих же соображений увеличивают высоту этажа при разработке рудных залежей малой мощности.

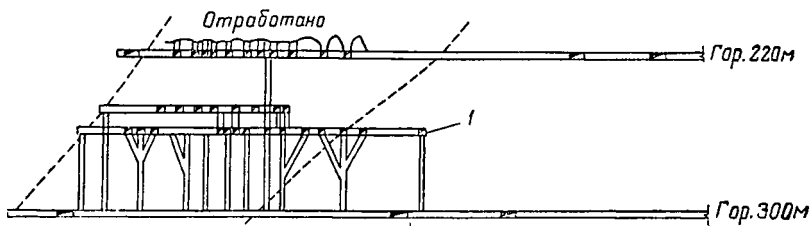


Рис. 45. Вскрытие этажа на руднике им. Дзержинского с промежуточным штреком хозяйственного горизонта:

1 — хозяйственный штрек

Высоту этажа при разработке рудных залежей различной мощности в последнее время принимают от 60 до 100 м. На крупных шахтах Криворожского бассейна для облегчения проходки восстающих, доставки материалов и передвижения горнорабочих по середине этажа проходят подэтажный, так называемый хозяйственный штрек (рис. 45).

При определении числа одновременно вскрываемых, подготавливаемых и разрабатываемых этажей следует иметь в виду, что нормальная работа шахты требует того, чтобы в любой период времени были бы постоянные условия для ведения очистных работ с неизменной эффективностью.

Считали, что нормальные условия работы шахты обеспечиваются, когда один этаж разрабатывается, второй подготавливается и третий вскрывается. Однако практика разработки рудных месторождений показала, что это не так. Запасы этажа отработываются за период его существования с различной эффективностью. Вначале она высока и по мере отработки запасов снижается. Неблагоприятные условия создаются уже после отработки 50% запаса этажа. При камерных системах это обуславливается добычей руды из временных целиков, при системах с обрушением уменьшением емкости восстающих, особенно при разработке запасов этажа.

Это значительно усложняет внутришахтный транспорт на крупных шахтах и снижает его производительность, так как время маневров и простои составов под загрузкой увеличиваются.

При одновременной работе на двух-трех этажах возможно обеспечить сохранение постоянства отработки запасов равноценной эффективности и перепускать руду по восстающим на нижележащий горизонт, используя емкость восстающих, пройденных на полную высоту этажа.

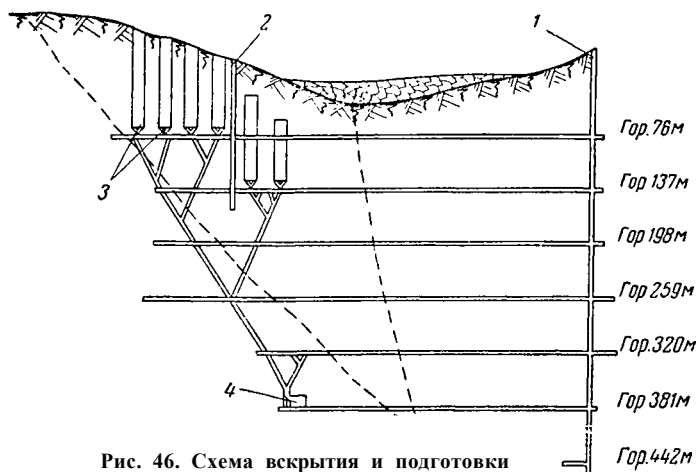


Рис. 46. Схема вскрытия и подготовки на руднике Джеко:

1 — ствол шахты № 1; 2 — ствол шахты № 2; 3 — камеры; 4 — дробилка

Одновременное вскрытие двух-трех этажей позволяет сэкономить на капитальных работах и проходить камеры околоствольного двора через один-два и более этажей.

К числу таких камер относятся главная электроподстанция, насосная камера, водосборник главного водоотлива, бункер и камера дробилки.

Перепуск руды на два-три этажа в бункер скипового подъема широко используется в отечественной и зарубежной практике.

В настоящее время принят метод одновременного вскрытия и подготовки двух этажей.

Во многих случаях признано целесообразным при закладке новых шахт проходить их сразу на полную глубину для избежания в последующем трудоемких работ по углубке ствола шахты с этажа на этаж, засечке околоствольных дворов, тем более что с момента пуска шахты в эксплуатацию все эти работы трудоемки и дороги.

На рис. 46 показан метод вскрытия на руднике Джеко. Ствол шахты пройден на полную глубину и руда, добываемая на всех

горизонтах, перепускается к дробилке и скиповому бункеру на гор. 381 м.

Нередко также вскрытие двух-четырех этажей и перепуск руды к дробилке на нижнем основном горизонте.

При перепуске руды на высоту нескольких этажей, а иногда и на высоту 700—800 м важное значение приобретают способы проходки главных перепускных восстающих.

Для погашения живой силы удара падающей руды перепускные восстающие проходят ступенчатые и ломаные (рис. 47). Руда, перепускаемая по восстающим, направляется обычно к дробилке, устанавливаемой у ствола шахты или на крыльях шахты, при конвейерном транспорте по штрекам.

В некоторых случаях порядок вскрытия этажей изменяют, используя так называемые групповые квершлагы (рис. 48). Особенность схемы вскрытия групповыми квершлагами: квершлаг от ствола шахты к месторождению проходит не на каждом этаже, а через три-четыре этажа. При вскрытии глубоких горизонтов и при углах падения менее 50° за счет этого достигается значительная экономия на проведении квершлагов.

У рудной залежи, и вне зоны сдвижения пород лежащего бока, проходят вспомогательный слепой ствол шахты для обслуживания промежуточных этажей, для подъема и спуска людей, материалов и оборудования на одновременно подготавливаемые этажи.

Пустые породы от проведения подготовительных выработок, руда из подготовительных и очистных работ перепускаются на основной горизонт и по квершлагу откатываются к стволу шахты.

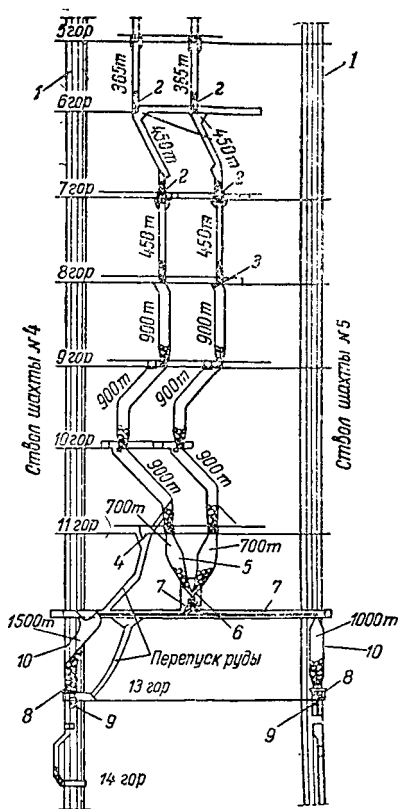


Рис. 47. Система рудоспусков на руднике Норанда:

- 1 — ствол шахты; 2 — цепной затвор; 3 — место разгрузки вагонеток; 4 — грохота;
- 5 — бункер подземной дробилки; 6 — дробилка; 7 — конвейер; 8 — дозатор; 9 — скип; 10 — подземный бункер

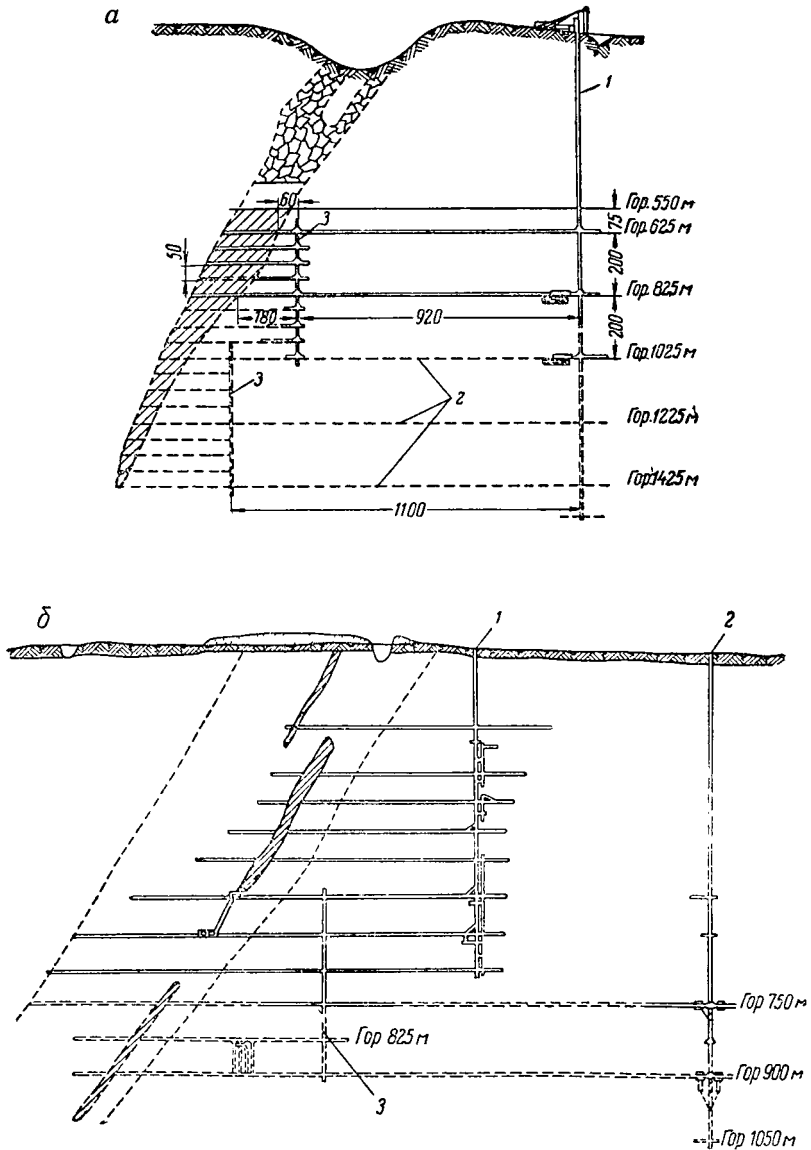


Рис. 48. Вскрытие групповыми квершлагами:

a — на руднике им. Кирова; 1 — ствол шахты; 2 — групповые квершлагы; 3 — слепые стволы шахт; *b* — на шахте им. Ленина: 1 — ствол шахты им. Орджоникидзе; 2 — ствол шахты им. Ленина; 3 — ствол шахты "Слепая-Капитальная"

Целесообразность схемы вскрытия групповыми квершлагами определяется в зависимости от глубины разработки и горно-геологических условий.

Сопоставимыми являются обычный вариант вскрытия с проходкой квершлагов на каждом этаже или через этаж со схемой вскрытия при помощи групповых квершлагов.

При этом сопоставлении сравнивают расходы на проходку квершлагов, слепых стволов шахт, подготовительных выработок и на очистные работы.

На рис. 48, б показана схема вскрытия групповыми квершлагами гор. 750 и 900 м на шахте им. Ленина (Криворожский бассейн).

Расчеты показали, что в данных горногеологических условиях за счет экономии на проведении квершлагов через два-три этажа вскрытие групповыми квершлагами будет выгоднее.

§ 12. ВЫБОР МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ СТВОЛОВ ШАХТ

Выбор места заложения главных и вспомогательных стволов шахт представляет весьма ответственную и сложную задачу, от решения которой зависит суммарный объем вскрываемых и подготовительных выработок и, следовательно, стоимость вскрытия и себестоимость добытой руды.

При проектировании рудника необходимо выбрать не только место заложения стволов вкрест простирания и по простиранию месторождения, но и найти оптимальное расположение главных и вспомогательных стволов по отношению друг к другу.

При выборе места заложения стволов шахт необходимо соблюдать прежде всего следующие условия:

располагать стволы вне зоны движения вмещающих пород, дробящихся в процессе разработки (см. § 2);

определять, минимальные затраты на вскрытие и разработку месторождения (на проходку выработок, транспортирование руды и материалов под землей и на поверхности, проветривание и т. д.).

При этом необходимо учитывать:

горногеологические условия проведения стволов и квершлагов;

принятый порядок очистной выемки, исходя из условий проявления горного давления;

оптимальные условия проветривания горных выработок;

условия выбора места заложения ствола шахты на поверхности;

наличие в зоне строительной площадки шахт водоемов, заболоченных участков, строительные свойства грунта, застроенность местности, рельеф поверхности, возможность затопления

территории весенними водами, опасность обвалов и лавин в горной местности и др.;

расположение обогатительной фабрики и складов усреднения содержания полезных ископаемых.

Обычно составляют несколько вариантов вскрытия, выбирая из них наиболее экономичный и удобный в эксплуатации.

При этом учитываются капитальные затраты и эксплуатационные расходы, зависящие от вскрытия за период существования шахты (этажа). Подсчитанные суммарные затраты сравнивают между собой и разницу выражают в процентах по отношению к наиболее экономичному из вариантов. Точность подобного рода расчетов составляет около 10%, поэтому выводы о целесообразности того или иного варианта можно делать только тогда, когда какой-либо вариант дороже другого на большую величину, выраженную в процентах. Кроме стоимостной оценки вариантов вскрытия необходимо принимать во внимание безопасность условий труда и удобство работы.

Подробно метод вариантов рассматривается в разделе проектирования шахт.

При выборе места заложения стволов шахт следует учитывать горногеологические условия, проводя предварительно бурение скважины по оси шахты. Проходка стволов шахт по плывунам и породам с большим притоком воды, по карстовым участкам затруднительна и вызывает большие дополнительные расходы. По этой причине заложение стволов шахт на таких участках не рекомендуется.

При выборе места заложения главного ствола на линии, параллельной простиранию месторождения, необходимо исходить из возможных минимальных затрат на перевозку грузов (руд и пустых пород) как при подземных работах, так и на поверхности.

Важную роль при выборе метода вскрытия имеет порядок очистной выемки. В связи с тем, что при разработке мощных рудных месторождений горное давление достигает максимальной величины при разработке центральной части залежи, очистную выемку планируют от центра залежи к флангам, т. е. от мест наибольшего проявления давления к наименьшему. Это определяет необходимость проходки вспомогательных стволов для проветривания и оборудования запасного выхода на флангах, осуществляя так называемое диагональное проветривание (рис. 49, *a*) в отличие от центрального, когда вентиляционные стволы шахт располагают рядом с главным подъемным стволом.

Диагональная схема проветривания, а следовательно, проходка вспомогательных вентиляционных стволов на флангах выгоднее, так как это обеспечивает: надежный выход людей из шахты; нормальные условия проветривания; уменьшение сопро-

тивления движению воздуха и общешахтной депрессии за счет сокращения длины вентиляционных выработок; сохранение постоянной величины общешахтной депрессии; уменьшение утечек

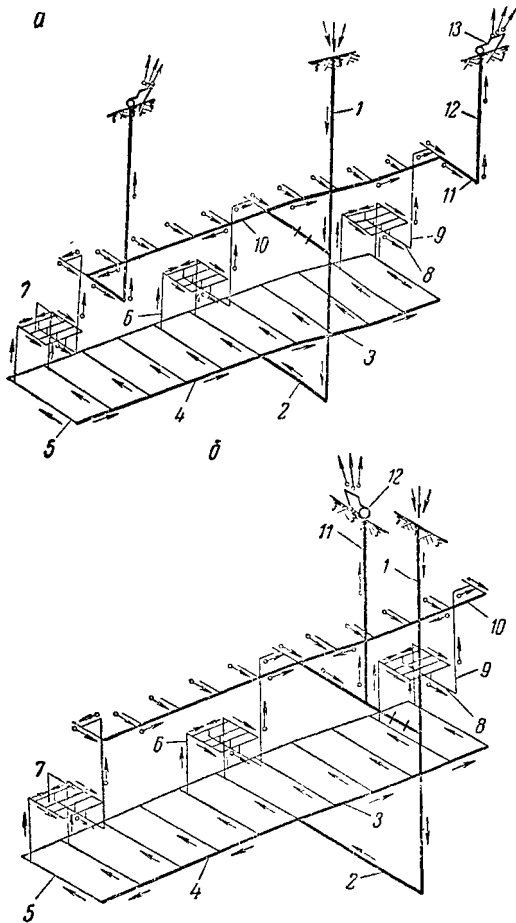


Рис. 49. Схемы проветривания шахт:

а — диагональная: 1 — воздухоподводящий ствол; 2 — квершлаг; 3, 4 — откаточные штреки; 5 — орты-заезды; 6 — блоковые восстающие; 7 — выработки скреперования; 8 — блоковые вентиляционные орты; 9 — блоковые воздухоотводящие восстающие; 10 — вентиляционный штрек; 11 — вентиляционные фланговые квершлаг; 12 — вентиляционные стволы; 13 — главные шахтные вентиляторы; *б* — центральная: 1 — воздухоподводящий ствол; 2 — квершлаг; 3, 4 — откаточные штреки; 5 — орты-заезды; 6 — блоковые воздухоподводящие восстающие; 7 — выработки скреперования; 8 — блоковые вентиляционные орты; 9 — блоковые воздухоотводящие восстающие; 10 — вентиляционный штрек; 11 — вентиляционный ствол; 12 — главный шахтный вентилятор

воздуха, возможных за счет короткого тока при центрально-сдвоенном расположении шахт (рис. 49, б).

Главное, что является преимуществом центральной схемы проветривания, — возможность сокращения числа вспомогательных шахтных стволов, — о настоящее время теряет свое значение. Обычно на крупных шахтах закладывается несколько вспомогательных стволов.

На шахте небольшой производственной мощности на одном из флангов (крыльев) месторождения часто закладывают вентиляционный шурф.

С углублением горных работ проветривание шахт усложняется, увеличивается депрессия, что приводит к увеличению числа вспомогательных стволов шахт.

Например, на глубоких шахтах депрессия возрастает до 1000 мм, в связи с чем увеличивается мощность двигателей мотора привода вентилятора до 3000 квт и более.

Имеются опасения, что применение вентиляторов с большой де-

прессией себя не оправдывает из-за предполагаемого резкого увеличения утечек воздуха.

Поэтому при проектировании вентиляции современных глубоких шахт предусматривают:

разделение шахтного поля на ряд самостоятельных участков, проветриваемых через специальные стволы;

проходку специальных вентиляционных стволов для подачи свежего воздуха;

применение нагнетательно-всасывающей схемы проветривания шахтного поля с использованием штреков-коллекторов.

При нагнетательно-всасывающем способе проветривания происходит смена компрессии на депрессию, т. е. при удалении от нагнетающего вентилятора давление воздуха снижается, становится равным атмосферному и затем происходит рост депрессии по мере приближения к всасывающему вентилятору. Если зона с атмосферным давлением находится где-то между откаточным и вентиляционным горизонтами, то разность между давлением воздуха в очистном блоке и атмосферным уменьшается, что и является причиной резкого снижения утечек воздуха через выработанные пространства. Приближение зоны с атмосферным давлением к вентиляционному штреку позволит почти полностью ликвидировать непроизводительные утечки и подсосы воздуха в шахте.

Для комбинированного способа проветривания следует применять нагнетательные вентиляторы с большим напором, чем всасывающие.

Схемы проветривания подземных выработок, при которых подача воздуха с поверхности осуществляется обычно по рудоподъемным стволам, имеют тот недостаток, что свежий воздух с поверхности, проходя по рудоподъемным стволам, насыщается рудничной пылью.

Поэтому на больших шахтах, где ведутся работы на глубинах до 1000 м, предусматривается проходка специальных вентиляционных стволов шахт для подачи свежего воздуха.

Для размещения надземных сооружений крупных рудников необходимо наличие большой площадки с благоприятным рельефом местности для сооружения объектов и прокладки подъездных путей, строительства обогатительной фабрики, устройства складов сырой руды и концентратов, материалов и т. д.

Обогатительная фабрика должна располагаться недалеко от шахты с тем, чтобы расходы на транспортирование сырья были бы минимальными.

§ 13. ВЫБОР МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ ШТОЛЬНИ

Выбор места заложения штольни аналогичен выбору места заложения ствола шахты.

Рассмотрим некоторые особенности, характерные для гористого рельефа местности:

штольня, как правило, должна закладываться так, чтобы при наивысшем уровне подъема воды в горной долине и штольня, и промышленные объекты, и подъездные пути были бы вне зоны возможного затопления;

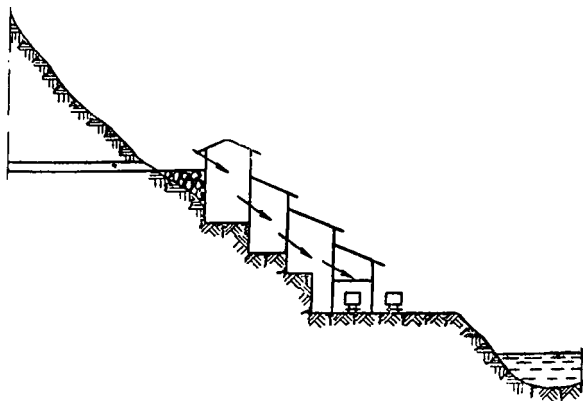


Рис. 50. Схема расположения обогатительной фабрики у штольни

штольня должна быть расположена в таком месте, чтобы надземные сооружения были бы гарантированы от обвалов, лавин и селевых потоков;

у устья штольни должна быть достаточная площадка для строительства всех промышленных объектов;

штольню следует располагать таким образом, чтобы использовать при обогащении доставку руды под действием собственного веса (рис. 50);

так как транспортировать добытую руду и концентраты целесообразнее всего по железной дороге, при выборе места заложения штольни следует иметь в виду прокладку железнодорожной колеи.

Глава VI • ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ОСНОВНЫЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ И УСЛОВИЯ, КОТОРЫМ ДОЛЖНЫ УДОВЛЕТВОРЯТЬ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

Подготовительными работами при разработке рудных месторождений называют проведение выработок, разделяющих шахтное поле на отдельные участки с целью подготовки их к очистной выемке.

Подготовительные выработки служат для транспортирования руды, пустых пород, материалов, передвижения людей и проветривания.

В зависимости от горнотехнических условий подготовительные выработки проходят горизонтальными, вертикальными или наклонными, по руде или пустым породам. Если подготовительные выработки проходят по пустым породам, их называют полевыми.

При горизонтальном и пологом падении шахтное поле разделяют обычно горизонтальными выработками на панели и столбы, в пределах которых ведут очистную выемку той или иной системой разработки.

На рис. 51 полевые штреки, пройденные на расстоянии 100 м друг от друга, и параллельные им рудные штреки оконтуривают панель, в пределах которой ведут очистные работы.

При крутом и наклонном падении шахтное поле разделяют горизонтальными выработками (штреками, квершлагами) на этажи и восстающими на блоки (рис. 52).

Подготовительные выработки, которые проходят на уровне основного откаточного горизонта (штреки, квершлаг и орты), называют этажными, основными или откаточными.

Восстающие, обслуживающие блоки, называют блоковыми.

Подготовительные выработки, которые проходят по руде в пределах блока, называют нарезными. На рис. 52 показаны нарезные выработки, которые обычно проходят из восстающих на подэтажах выше основного откаточного горизонта.

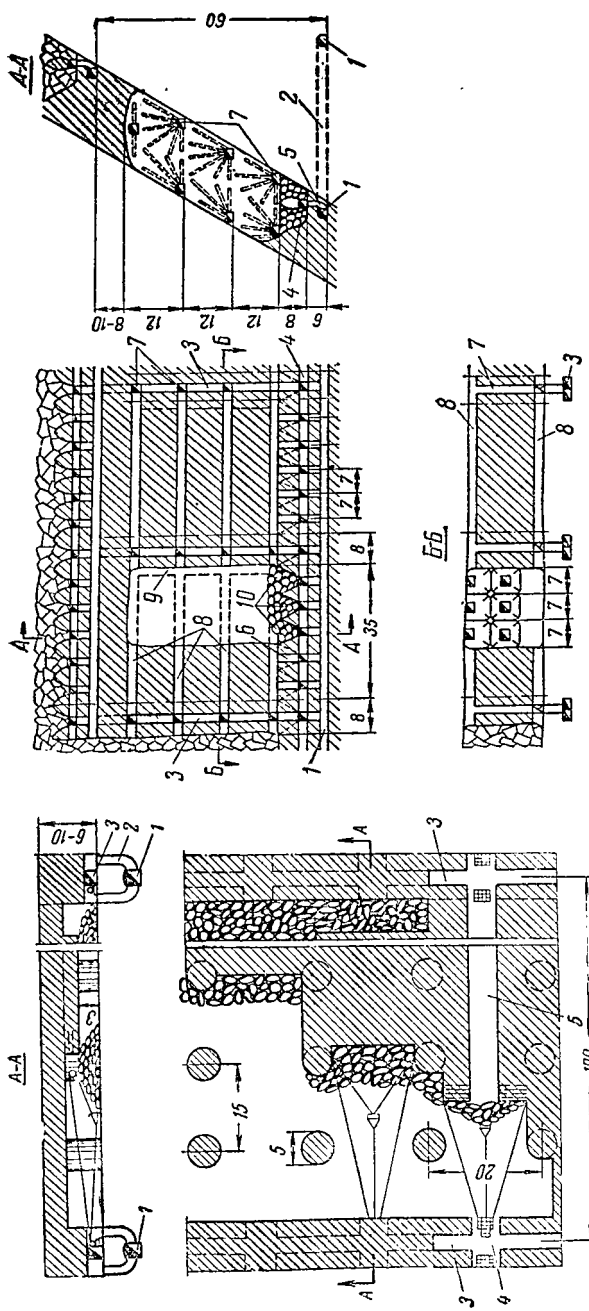


Рис. 52. Отработка крутопадающего месторождения при системе подэтажных штрков:

Подготовительные работы: 1 — откаточный штрк; 2 — откаточный орт; 3 — поле вые восстающие. Нарезные работы: 4 — штрки грохочения; 5 — рудоспуски; 6 — дучки; 7 — подэтажные орты; 8 — подэтажные штрки. Очистные работы: 9 — отрезной восстающий; 10 — воронки

Рис. 51. Отработка горизонтально залегающего месторождения (подготовительные работы):

1 — откаточный горизонт; 2 — рудоспуск; 3 — пательные штрки (парезные работы); 4 — сбойка; 5 — разрезная выработка

Таблица 6

Объем подготовительных, нарезных и очистных работ при системе подэтажных штреков

Выработки и работы	№ выработок на чертеже	Число	Общая длина, м	Площадь поперечного сечения, м ²	Объем, м ³	Промышленный запас		Потери руды, %	Извлекаемый запас	
						m	% от общего объема блока		m	% от общего извлекаемого запаса блока
<i>Подготовительные выработки</i>										
Штрек откаточный	1	2	86	9,0	774	1354,5	1,07	—	1354,5	1,16
Орт откаточный	2	1	45	9,0	405	—	—	—	—	—
Блоковый восстающий	3	2	130	4,5	585	2047,5	1,63	—	2047,5	1,75
Итого					1359	3402,0	2,7	—	3402,0	2,91
<i>Нарезные выработки</i>										
Штрек горизонта дробления	4	1	43	4,4	189,2	662,2	0,5	—	662,2	0,6
Рудоспуски	5	6	48	2,25	108,0	378,0	0,3	—	378,0	0,3
Дучки	5	12	72	2,25	216,0	756,0	0,6	—	756,0	0,6
Подэтажные орты	7	5	130	4,0	520	1820,0	1,5	—	1820,0	1,6
Подэтажные штреки	8	7	301	4,0	1204	4214,0	3,4	—	4214,0	3,6
Отрезной восстающий	9	1	36	2,25	81,0	283,5	0,2	—	283,5	0,26
Итого					2318,2	8113,7	6,5	—	8113,7	6,96
<i>Очистные работы</i>										
Разворот воронок	10	12	—	—	1716,36	6007,26	4,8	—	6007,26	5,13
Отрезная щель	—	1	—	60	2160	7560,0	6,0	3,0	7333,2	6,3
Отбойка руды на подэтажах	—	3	—	—	22060	77210,0	61,1	3,0	74894,0	64,0
Итого	11	1	—	160	6816	90777,26	71,9	—	88234,46	64,3
Отработка целиков					23856,0	16699,2	18,9	30,0	16699,2	14,4
Всего					114869,56	126148,96	100	—	116449,36	100

Нарезные выработки могут быть горизонтальными, вертикальными и наклонными. Они служат для передвижения людей, бурения шпуров и скважин, доставки руды, транспортирования материалов и проветривания.

Проходка подготовительных выработок, особенно по пустым породам, является весьма трудоемкой операцией, снижающей производительность труда в целом по системе и удорожающей себестоимость добычи руды.

В связи с этим на практике стремятся уменьшить объем этих работ для повышения эффективности разработки.

Достоинства того или иного метода разработки оценивают по удельному объему подготовительных и нарезных работ, характеризуемого отношением объема всех подготовительных и нарезных выработок к объему блока.

При этом должен учитываться и объем выработок, пройденных по пустым породам.

В некоторых случаях эффективность системы разработки оценивают по числу тонн подготовленной руды, приходящейся на 1 м подготовительных выработок. Объем подготовительных и нарезных работ при этом не учитывается.

Большое распространение на практике имеет оценка эффективности системы по удельному объему подготовительных работ.

В табл. 6 сведены результаты подсчета этой величины для системы разработки, показанной на рис. 52.

§ 2. ГОРИЗОНТАЛЬНЫЕ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ ИХ СЕЧЕНИЕ И РАСПОЛОЖЕНИЕ

Расположение, размеры и крепь подготовительных выработок должны гарантировать в данных горнотехнических условиях:

безопасность горных работ и хорошие условия проветривания; сохранность выработок в течение всего срока службы в условиях проявления горного давления;

минимальные расходы на проведение выработок, поддержание и ремонт крепи;

своевременную подготовку этажей и блоков;

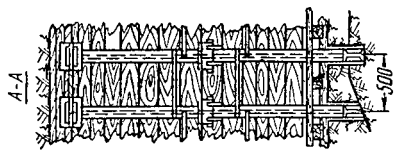
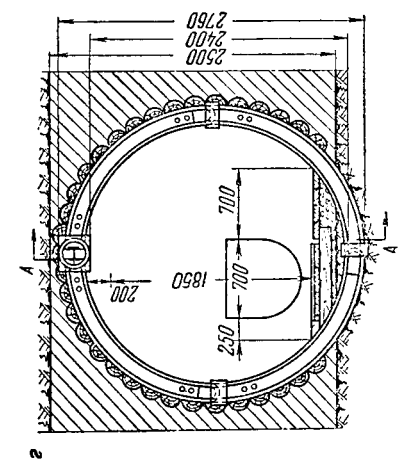
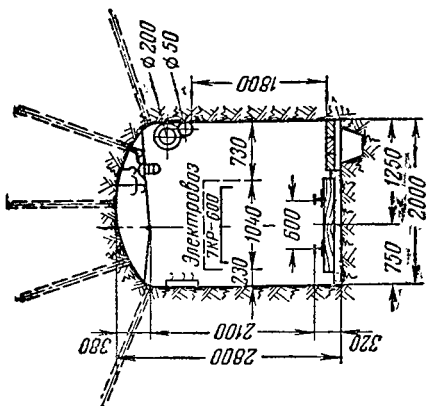
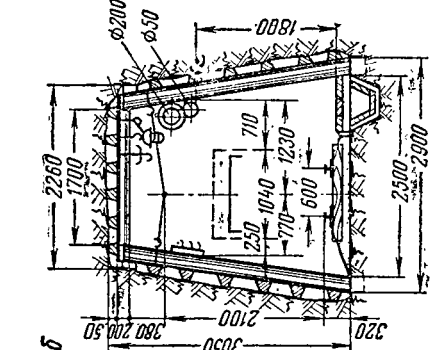
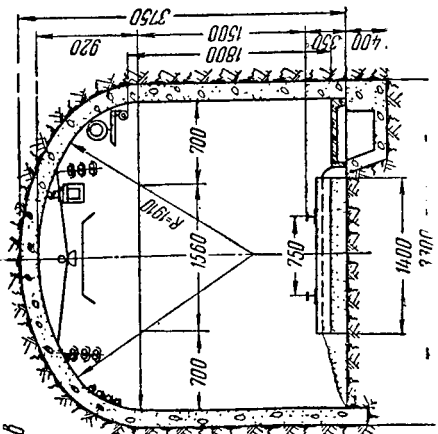
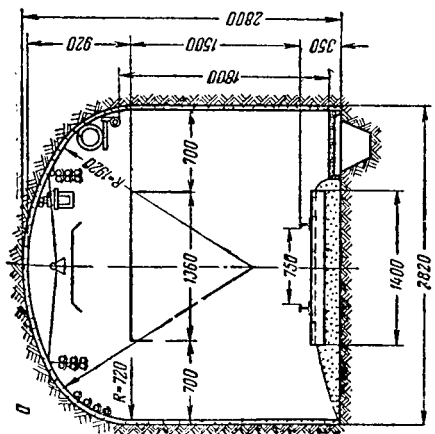
удобные и безопасные условия для передвижения горнорабочих, транспортирования горной массы, оборудования и материалов;

максимально возможное извлечение полезного ископаемого.

Сечение горизонтальных подготовительных выработок (штреков, квершлагов и ортов) на основном откаточном горизонте принимают в зависимости от следующих факторов:

производительности шахты или блока, определяющей пропускную способность той или иной выработки;

габаритов откаточных сосудов и допустимых зазоров между ними и стенками выработки;



ТРОПІГРАНУ ПОГОТОВИТЕ ІЛІННУ ВМР. 06.02.07

горнотехнических условий, т. е. крепости и устойчивости руды и пород, а также глубины разработки;
типа крепи выработок;
пропуска требуемого по условиям проветривания количества воздуха.

На рис. 53 показаны сечения однопутевых подготовительных выработок для шахт небольшой производственной мощности: при крепких вмещающих породах (крепь торкрет-бетон) (рис. 53, а);

при породах, требующих крепи (крепь деревянная или штанговая) (рис. 53, б);

при руде и породах, требующих применения бетонной крепи (рис. 53, в);

в условиях большого горного давления при разработке марганцевых руд в Никополь-Марганцевском бассейне (рис. 53, г).

Для шахт большой производственной мощности характерно проведение двухпутевых подготовительных выработок. На рис. 54 показано сечение двухпутевых штреков, закрепленных различной крепью.

Штреки основного откаточного горизонта могут быть полевыми, т. е. пройденные по пустым породам (обычно лежащего бока), и рудными. Проведение полевых штреков характерно для разработки мощных рудных залежей и большой производственной мощности шахт. В некоторых случаях проведение полевых штреков практикуется и при разработке жильных месторождений. Так, например, на золотых рудниках Витватерсранда (ЮАР) проведение полевых штреков обусловлено условиями проветривания. Разработка золотых руд на большой глубине (2000—3000 м) требует подачи в шахту большого количества воздуха из-за высокой температуры горных пород (43° на глубине 2750 м).

При разработке жильных месторождений, если производственная мощность шахты невелика, основные откаточные штреки проводят по жиле (рис. 55).

Сопоставляя проведение откаточных штреков по руде и по пустым породам, следует отметить следующие преимущества и недостатки этих двух способов.

Рудные штреки обладают тем преимуществом, что: удешевляют стоимость проведения, так как руда, получаемая при проведении, частично окупает затраты на подготовку; позволяют ускорить ввод месторождения в эксплуатацию; дают возможность в процессе проведения штрека разведать жилу и произвести опробование.

Недостатки рудных штреков:

значительный расход на поддержание крепи, особенно при большом горном давлении;

малая пропускная способность откатки, так как погрузка руды в одном из блоков задерживает движение по штреку;

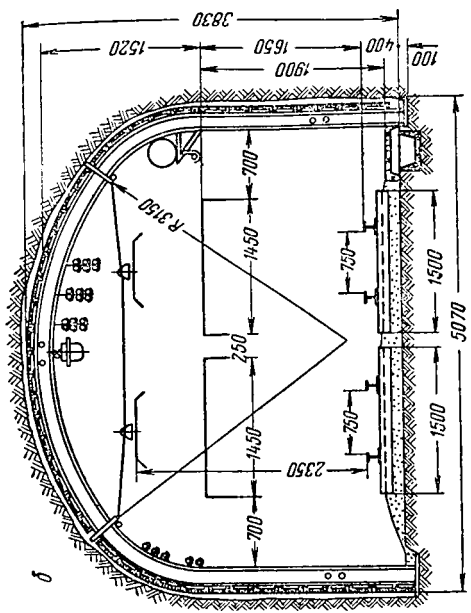
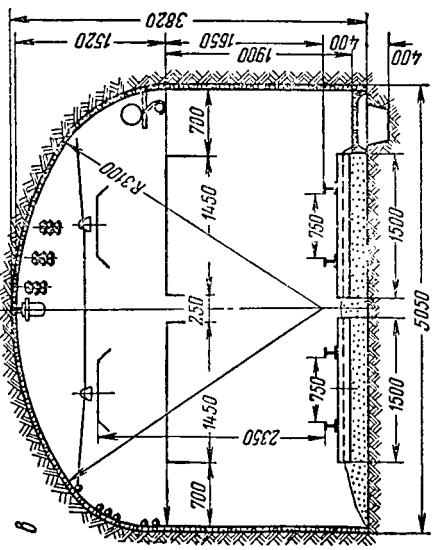
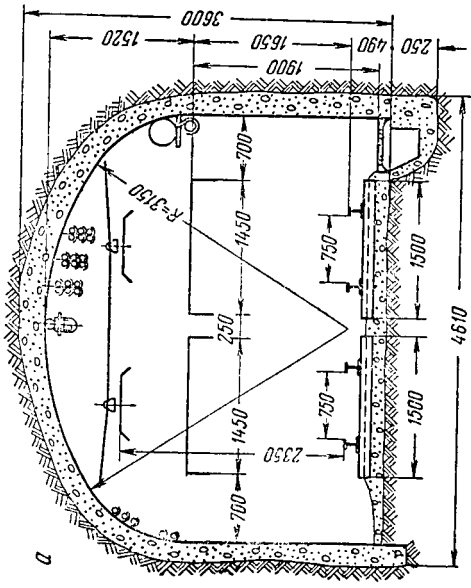


Рис. 54. Сечение двухпутевых подготовительных выработок:
 а — бетонная крепь; б — металлическая крепь;
 в — торкрет-бетонная крепь

невозможность в ряде случаев сохранить откаточный штрек вышележащего этажа;

извилистость рудных штреков, следующих за жилой, не допускает большой скорости откатки.

Полевые штреки в противоположность этому имеют такие же преимущества:

создают возможность независимости откатки по основному штреку;

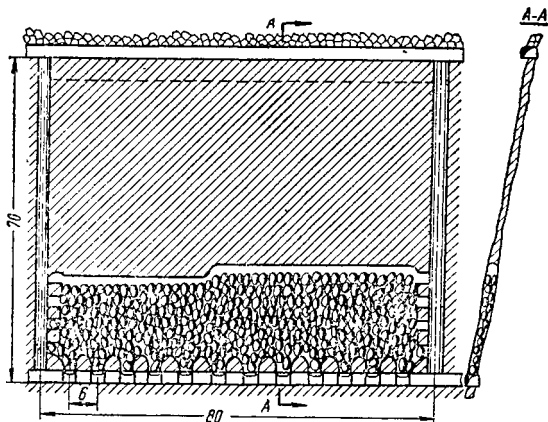


Рис. 55. Подготовительные работы при разработке жильных месторождений (рудник Эге-Хая)

позволяют проходить прямолинейные выработки;

обеспечивают хорошие условия для проветривания, что особенно важно при разработке на больших глубинах и большой производственной мощности шахты.

Недостатки полевых штреков — большая стоимость подготовительных работ.

В каждом отдельном случае выбор между рудной и полевой подготовкой может быть сделан путем технико-экономического сравнения стоимости проходки и поддержания подготовительных выработок.

При разработке горизонтальных и пологопадающих мощных рудных месторождений обычно проводят полевые откаточные штреки, сбиваемые рудоспусками с рудными панельными штреками.

При разработке залежей наклонного падения преобладает полевая подготовка. На рис. 56, а показан способ подготовки залежи железной руды на шахте «Валявко».

Из полевого штрека основного откаточного горизонта пройдены квершлагги, сбиваемые восстающими с рудными панельными штреками. Из панельных штреков ведется очистная выемка.

На рис. 56, б показан способ подготовки мощной рудной залежи наклонного падения.

На основном откаточном горизонте пройдены четыре основных штрека и из последних разветвляющиеся восстающие, сбиваемые с выработками приема и грохочения руды. Приемные воронки тоже образованы в пустых породах лежащего бока.

Эта схема подготовки обусловлена необходимостью:

- обеспечения доставки руды собственным весом;
- снижения до минимума потерь руды на лежащем боку залежи.

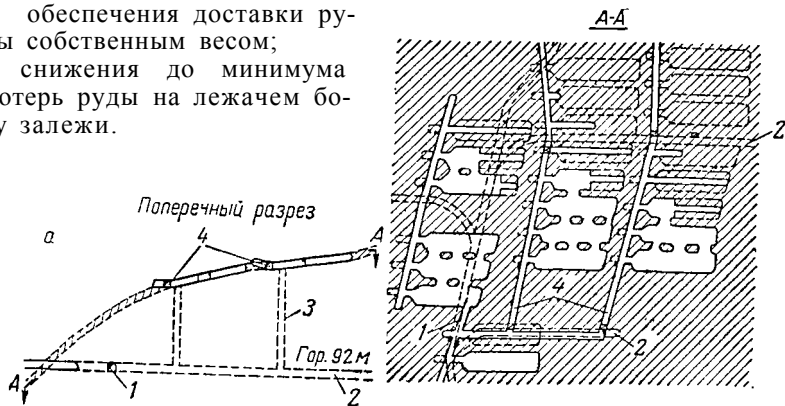
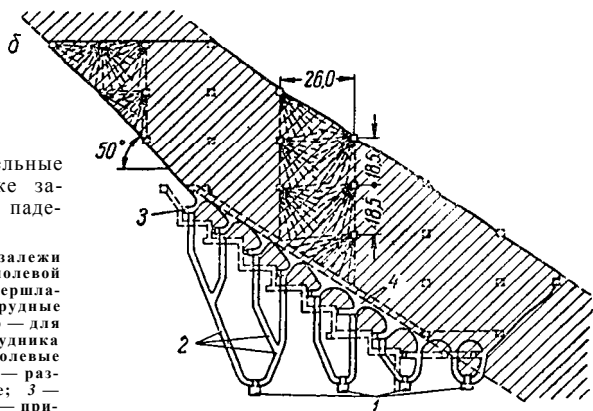


Рис. 56. Подготовительные работы при разработке залежи с наклонным падением:

а — для маломощной залежи шахты «Валявко»: 1 — полевой откаточный штрек; 2 — квершлаг; 3 — восстающие; 4 — рудные панельные штреки; б — для мощной рудной залежи рудника Крейтон (Канада); 1 — полевые откаточные штреки; 2 — разветвляющиеся восстающие; 3 — выработки грохочения; 4 — приемные воронки



Ценность разрабатываемой руды оправдывает затраты на полевую подготовку этим способом.

При крутом падении залежей основные откаточные штреки при разработке жил и залежей небольшой (2—10 м) мощности проходят по руде. При разработке залежей большой мощности применяют обычно полевую подготовку.

Расстояние полевых штреков от контакта с рудным телом не может выбираться произвольно.

При отсутствии большого горного давления расстояние полевого штрека от залежи принимают таким, чтобы при сдвигении пород лежачего бока в результате выемки руды нижележащего этажа полевой штрек был бы вне опасной зоны и мог быть использован как вентиляционный.

В некоторых случаях при разработке мощных рудных месторождений возникает большое горное давление, обусловленное

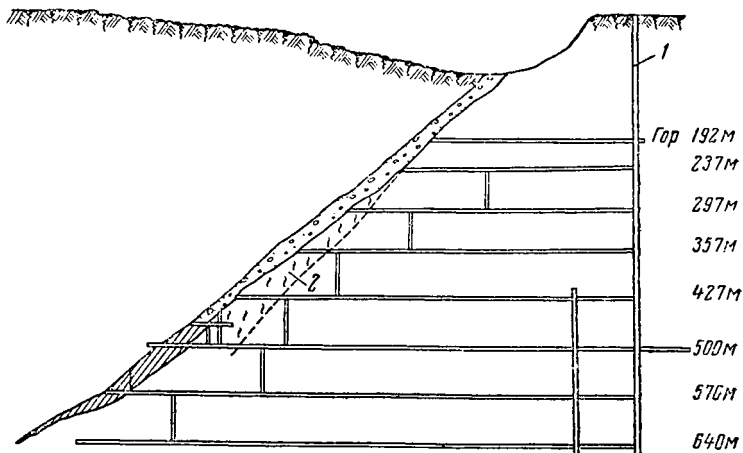


Рис. 57. Смятие пород лежачего бока при большом горном давлении:
1 — ствол шахты «Новая»; 2 — зона разрушения пород лежачего бока

весом толщи обрушенных пород, налегающих на руду и лежачий бок (рис. 57). В результате рудный массив и породы лежачего бока подвергаются смятию.

Таблица 7

Размеры вкрест простирания зоны деформации пород лежачего бока в зависимости от глубины разработки на некоторых рудниках Криворожского бассейна

Горизонт, м	Глубина разработки, м	Ширина зоны деформации пород лежачего бока, считая от контакта с залежью, м	Отношение ширины зоны деформации пород лежачего бока к глубине разработки
<i>Шахта «Гигант», рудник им. Дзержинского</i>			
— 100	170	15	0,088
— 160	230	45	0,195
— 220	290	60	0,206
<i>Шахта «Новая», рудник им. К. Либкнехта</i>			
237	237	17,5	0,074
297	297	50,0	0,168
357	357	60,0	0,163

Горные выработки, находящиеся в этой зоне, разрушаются. Между шириной зоны смятия пород лежачего бока и глубиной горных работ существует определенная зависимость (табл. 7).

Поэтому основные откаточные штреки располагают за пределами зоны смятия пород лежачего бока.

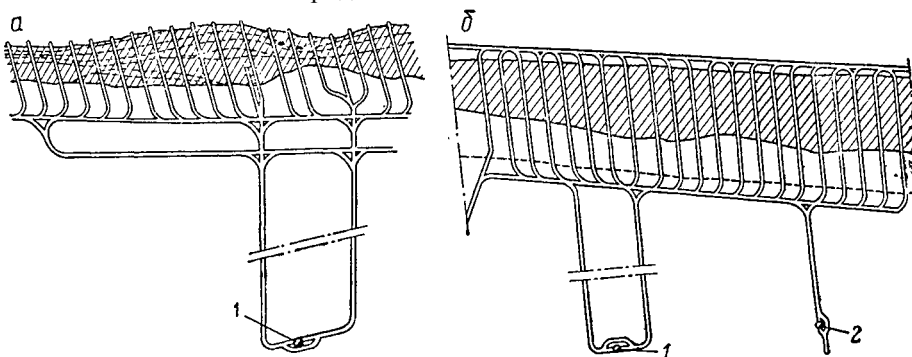


Рис. 58. Схемы трассировки выработок откаточного горизонта:
а — тупиковая; б — кольцевая; 1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол

Расстояние полевых штреков от контакта с рудным телом на некоторых рудниках Криворожского бассейна достигает 100—140 м.

При разработке мощных рудных месторождений различают две основные схемы трассировки выработок откаточного горизонта: тупиковую и кольцевую.

При тупиковой схеме трассировки выработок из полевых штреков через 50—60 м по простирацию залежи, в зависимости от принятой длины блоков, проводят квершлагги, переходящие в орты-заезды (рис. 58, а).

При кольцевой схеме трассировки выработок основного откаточного горизонта, кроме полевых штреков в лежачем боку месторождения, проводят еще рудный или полевой штрек у висячего бока залежи (рис. 58, б).

Сопоставляя эти две схемы подготовки основного откаточного горизонта, следует отметить, что при тупиковой схеме подготовки объем подготовительных работ меньше, однако откатка несколько усложняется за счет того, что заезд составов в орты и их выезд происходит из одного и того же полевого штрека.

При кольцевой схеме трассировки выработок объем подготовительных работ увеличивается за счет проходки штреков у висячего бока, однако движение составов значительно упрощается и происходит в одном направлении «по кольцу» с выездом груженых составов в штрек висячего бока и оттуда к главному квершлаггу.

Тупиковую схему подготовки горизонтов применяют при разработке:

месторождений, представленных обособленными рудными телами, разделенными пережимами пустых пород, во избежание увеличения объема работ по пустым породам;

не требующей высокой производительности откатки, допускающей движение составов по тупиковой схеме.

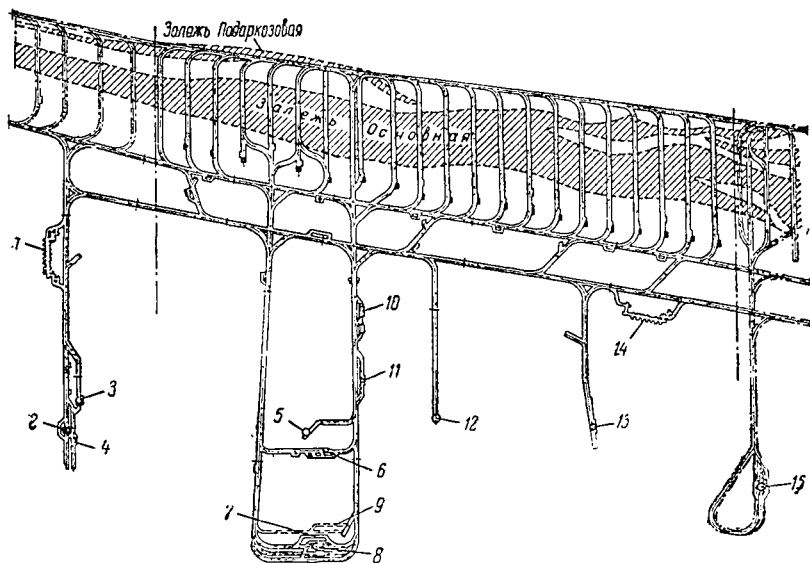


Рис. 59. Схема подготовки залежи с проходкой дополнительного полевого штрека в лежачем боку:

14 — склад ВМ на 12 000 кг; 2 — ствол шахты «Центральная»; 3 — вентиляционный ствол шахты № 1; 4 — породоперенусной восстающий; 5 — ствол шахты «Гигант-Скиновая»; 6 — ствол шахты «Гигант-Клетевая»; 7 — электростанция и насосная; 8 — ствол шахты «Гигант-Глубокая»; 9 — водосборник емкостью 2000 м³; 10 — электровозное депо; 11 — слепой ствол шахты № 3; 12 — вентиляционный ствол шахты № 3; 13 — ствол шахты «Северная»; 15 — ствол шахты «Саксагань»

Кольцевую схему подготовки шахтных полей применяют: при разработке залежей значительного простираения и большой мощности;

высокой интенсивности разработки и большой производительности рудничного транспорта.

В том случае, если при разработке мощных рудных залежей наблюдается большое горное давление, вызывающее деформацию пород лежачего бока, проводят два полевых штрека (рис. 59). Первый (основной двухпутевой) откаточный штрек проводят в лежачем боку вне зоны деформации пород, а второй,

предназначенный для откатки руды и проветривания блоков (вспомогательный однопутевой), в непосредственной близости от контакта рудных залежей (15—20 м). Кроме того, по руде у висячего бока проводят однопутевой откаточный штрек.

Однопутевой штрек лежачего бока, пройденный вблизи рудного тела, и штрек висячего бока соединяют ортами-заездами.

Штреки лежачего бока сбивают между собой несколькими квершлагами.

Основные штреки висячего и лежачего боков соединяют двухпутевыми ортами, пройденными на флангах шахтного поля. Орты располагают или вне зоны влияния горного давления, или под блоками, обрабатываемыми в последнюю очередь. Воздушные и водяные магистрали, силовые кабели и участковые электроподстанции, располагаемые обычно в штреках лежачего бока, переносят в штрек у висячего бока.

При разрушении горным давлением отдельных участков однопутевого штрека в лежачем боку, в процессе очистной выемки, откатку осуществляют по штреку у висячего бока, фланговым ортам и основному полевому штреку. Электро- и воздухообеспечение происходит при этом без перебоев, проветривание шахтного поля не прекращается.

При разработке мощных месторождений этот вариант кольцевой схемы подготовки в ряде случаев оказывается выгоднее, чем первый, так как подготовка этажа без проведения дополнительного полевого штрека в лежачем боку (см. рис. 58, б) имеет следующие недостатки:

большая длина ортов-заездов, которые проводят в пустых породах лежачего бока, увеличивает стоимость подготовительных работ и сроки подготовки горизонта к эксплуатации;

при нарушениях горным давлением крепи в ортах-заездах воздухопроводы и силовые электролинии выводятся из строя, что нарушает нормальную работу шахты.

§ 3. ВОССТАЮЩИЕ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Восстающие подготовительные выработки в зависимости от их назначения проходят вертикальными или наклонными, по руде или пустым породам.

Восстающие могут иметь одно (рис. 60), два (рис. 61) и три отделения. Так, блоковые восстающие нередко имеют ходовое и рудосвалочное или ходовое, рудосвалочное и вентиляционное отделения и т. п.

На рис. 60 показаны сечения восстающих, имеющих одно отделение, закрепленных различными видами крепи:

распорной крепью с отшивкой рудосвалочного отделения

досками (рис. 60, а) при разработке маломощных и жильных месторождений;

срубовой с отшивкой рудосвалочного отделения досками (рис. 60,б). Такую крепь применяют при разработке мощных рудных месторождений.

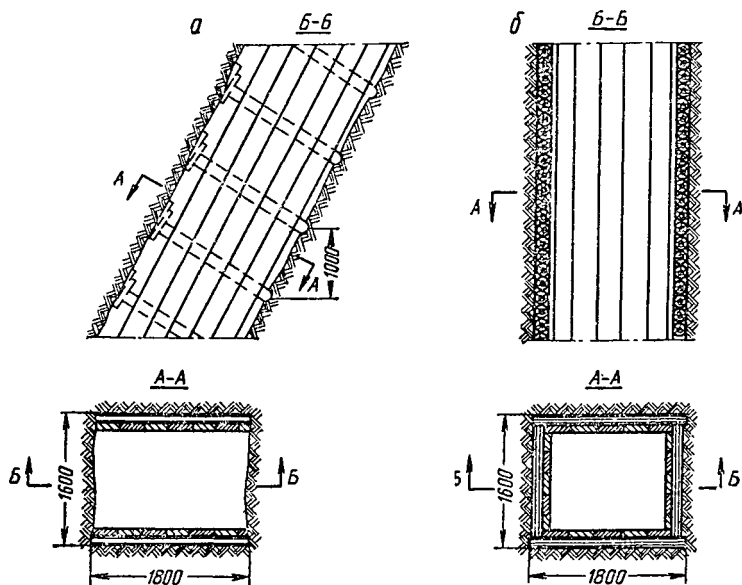


Рис. 60. Сечение восстающих, закрепленных различными видами крепи

На рис. 61, а показан восстающий, пройденный по жиле и имеющий два отделения — рудосвалочное и ходовое. Крепление распорками. Рудосвалочное и ходовое отделения отшиты досками от выработанного пространства. На рис. 61 показаны восстающие, имеющие два отделения — ходовое и рудосвалочное (отшитое досками) и закрепленные сплошной венцовой крепью (рис. 61, б) и на бабках (рис. 61, в).

Расположение и сечение восстающих изменяют в зависимости от их назначения.

Ходовые восстающие проходят обычно у лежачего бока или в породах последнего на линии, проходящей через центр обрабатываемого блока или целиков. При этом делают надежным сообщение очистного забоя с выработками откаточного горизонта.

Вентиляционные и закладочные восстающие располагают в зависимости от необходимости либо в руде, либо в пустых породах.

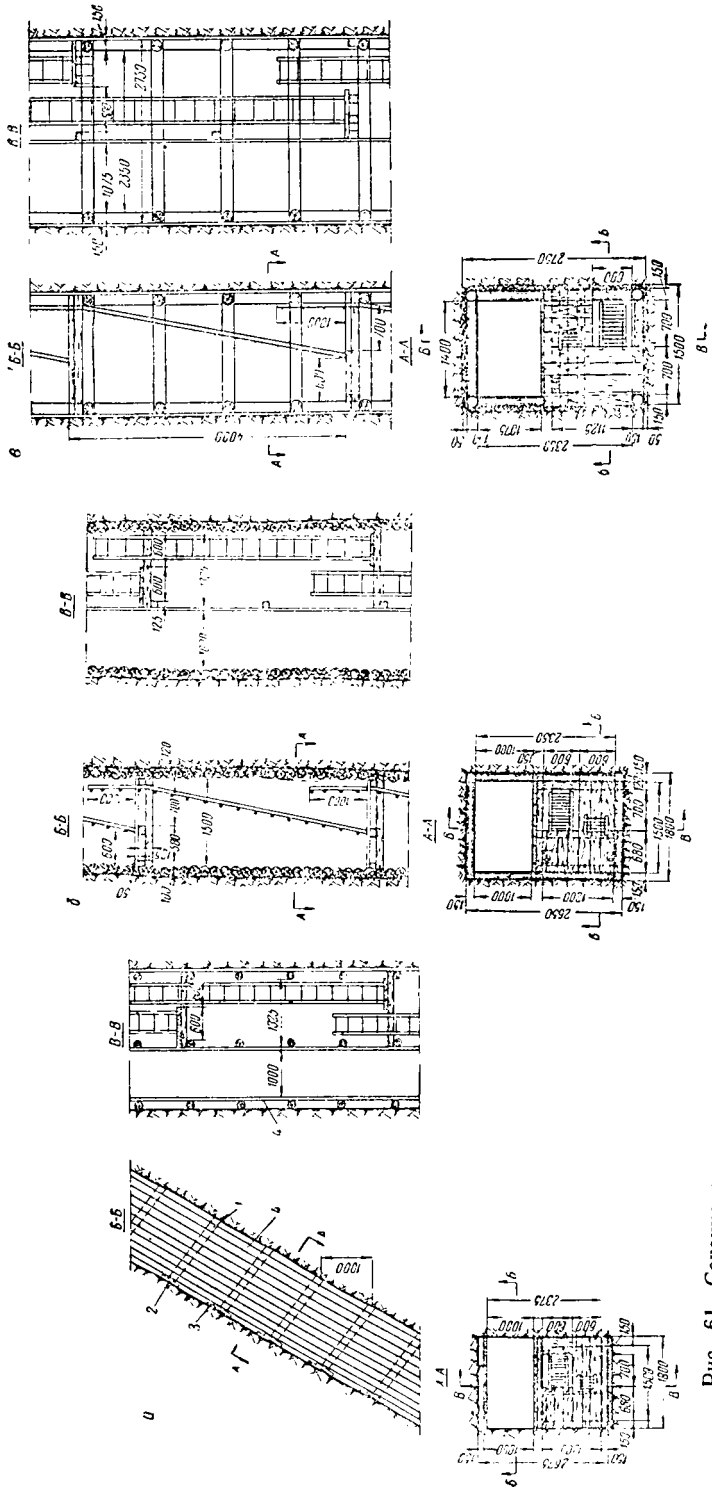


Рис. 61. Сечение состоящих на два отделения, закрепленных различными видами креплений: 1 — распорка; 2 — подкладка; 3 — клин; 4 — затяжка

Вспомогательные или хозяйственные восстающие располагают так же, как и ходовые. Обычно в одном восстающем устраивают различные отделения для устройства лестничных ходов, проветривания, подачи материалов и т. п.

Восстающие для перепуска руды и закладки располагают **в** крепких рудах и породах и обычно не крепят.

**ОСНОВНЫЕ
ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ
ОПЕРАЦИИ
ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ**

Часть третья

Глава VII • ОТБОЙКА РУДЫ ПРИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКЕ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОСНОВНЫХ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ОПЕРАЦИЯХ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

Технологический процесс очистной выемки включает три основные производственные операции: отбойку руды, т. е. отделение ее в виде кусков от рудного массива, выпуск или доставку отбитой руды до откаточного горизонта, поддержание выработанного пространства.

Насколько важно значение этих производственных операций, можно видеть из того, что расходы по ним обычно составляют 75—90% от полной стоимости очистной выемки. Последняя же, в свою очередь, составляет 40—60% полной себестоимости добычи руды по руднику.

Ознакомление с основными сведениями по технологии очистной выемки до изучения систем разработки необходимо для того, чтобы легче понять системы и весь технологический процесс разработки, а также избежать повторений при их дальнейшем описании.

Отбойку руды ведут, как правило, буровзрывным способом.

В качестве вспомогательной, для разборки забоя после взрыва, иногда пользуются ручной отбойкой.

Гидравлический способ отбойки при подземной разработке применяют пока только в угольных шахтах; добыча руд этим способом находится еще в стадии эксперимента.

Различают три основных способа взрывной отбойки: шпурами, скважинами и камерными (минными) зарядами.

Четкой границы между понятиями шпур и взрывная скважина не установлено. Обычно термин «шпур» применяют при глубине его до 5 м, а термин «скважина» при большей глубине. Скважины глубиной более 5 м (до 15—20 м и иногда больше), пробуренные колонковыми или телескопными перфораторами с помощью свинчивающихся штанг, часто называют «штанговыми шпурами». Хотя это название и не вполне правильное, мы вынуждены им пользоваться, так как его широко применяют в практике.

Эффективность отбойки шпурами или скважинами характеризуется двумя основными показателями: сменной производительностью труда бурильщика и качеством дробления руды.

Сменную производительность труда бурильщика P (m^3 , t) можно выразить формулой.

$$P = L\lambda, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (28)$$

где L — производительность труда бурильщика, выраженная в выбуренных за смену метрах шпуров (скважин);

λ — выход руды с 1 м шпура (скважины), m^3 или t .

Величина, обратная выходу руды, показывает длину шпура (скважины), приходящуюся на 1 m^3 или 1 t отбитой горной массы.

Качество дробления руды принято выражать выходом негабарита, который зависит от параметров буровзрывных работ и принятого размера кондиционного куска.

Выход негабарита можно определять непосредственно — периодическими замерами гранулометрического состава отбитой руды или косвенно — по удельному расходу ВВ или капсулей-детонаторов на вторичное дробление.

Обобщающим показателем эффективности отбойки является себестоимость 1 m^3 горной массы по буровым и взрывным работам с учетом затрат на вторичное дробление.

§ 2. ШПУРОВАЯ ОТБОЙКА

При разработке рудных тел небольшой мощности наиболее распространен шпуровой способ отбойки. Достоинства этого способа: хорошее дробление руды, возможность отбивать точно по контурам рудного тела с минимальными потерями и разубоживанием руды. Отсутствие негабаритных кусков позволяет вести очистную выемку без выработок вторичного дробления. Небольшой вес зарядов в шпурах способствует лучшему сохранению устойчивости боковых пород в забое и поддерживающих очистное пространство целиков.

Не останавливаясь на обычных средствах увеличения производительности бурения, известных из курса буровзрывных работ, ограничимся рассмотрением наиболее важных, специфических для очистной выемки условий, обеспечивающих высокую эффективность шпуровой отбойки.

Правильный подбор глубины, диаметра и схем расположения шпуров относится к числу важнейших условий шпуровой отбойки. Увеличение глубины и диаметра шпура, как правило, приводит к увеличению выхода руды на 1 м шпура, но в каждом отдельном случае существует целесообразный предел их увеличения. Чрезмерно глубокие шпуры большого диаметра с крупными зарядами в определенных условиях, например при небольшой мощности рудного тела, недостаточно крепких боковых породах, могут вызвать серьезные осложнения в работе, привести к увеличению потерь и разубоживания руды.

При увеличении диаметра шпура, как известно, снижается скорость бурения и повышается выход негабарита. Поэтому при разработке тонких жил в настоящее время почти повсеместно перешли на отбойку шпурами небольшого диаметра — до 32—36 мм.

Многочисленными промышленными испытаниями, проводимыми в последние годы, определены наиболее эффективные типы и конструкции коронок, буровой стали и перфораторов для бурения шпуров малого диаметра.

По основным показателям — скорости и стоимости бурения 1 м шпура, эксплуатационной прочности, расходу твердых сплавов — наилучшие результаты дают крестовые коронки с прерывистым лезвием типа К и КО (с боковой и центральной промывкой). По сравнению с ранее применяемыми долотчатыми коронками диаметром 46—42 мм крестовые коронки 34—30 мм увеличивают скорость бурения в крепких породах в 1,8—2,5 раза, а в породах средней крепости в 1,3—1,7 раза. Скорость бурения коронками с прерывистым лезвием на 25—30% выше, чем коронками того же диаметра со сплошным лезвием; стойкость крестовых коронок до затупления выше, чем долотчатых, в 1,5 раза.

Для бурения коронками малого диаметра требуется высококачественная буровая сталь толщиной (диаметром) 19 и 22 мм. Наибольшую стойкость показали буровые штанги этого диаметра, изготовленные из легированной стали ЗОХГСФА, упрочненные обкаткой роликами, и из стали 55-С-2. Стойкость их примерно в 3 раза выше, чем из обычной стали У-7.

В последние годы совершенствование перфораторов для очистной выемки велось по линии уменьшения их веса с одновременным увеличением крутящего момента и числа ударов в минуту. Наиболее успешно применяют на очистной выемке для бурения горизонтальных шпуров в крепких породах ручные перфораторы марки ПР-30-К Кыштымского завода, а в породах средней крепости — марки ПР-18Л и ПР-24Л завода «Пневматика». Для бурения восстающих шпуров в крепких породах широко применяются телескопные перфораторы ПТ-36 завода «Коммунист», а в породах средней крепости ПТ-29 и ПТ-45 того же завода. При бурении коронками уменьшенного диаметра с пылеотсосом (в условиях вечной мерзлоты) хорошо зарекомендовали себя перфораторы ПРО-24Л и ПРО-18Л завода «Пневматика» в комплекте с пылеулавливающей установкой М-60 конструкции ВНИИ-1. Все ручные быстроударные перфораторы имеют в комплекте пневмоподдержки и виброгасящие каретки.

При отбойке шпурами уменьшенного диаметра требуются мощные ВВ. Новые ВВ — детониты — в патронах диаметром 24 и 28 мм по всей эффективности значительно превосходят

как аммониты, так и динафталит. Расход ВВ и шпурометров на 1 м' отбитой горной массы сокращается благодаря применению детонита не менее чем на 20%. Принимая во внимание, что скорость бурения шпуров диаметром 30—32 мм по сравнению со шпурами диаметром 46—42 мм возрастает в среднем в 1,7—2,3 раза, легко понять, почему с переходом на шпуры уменьшенного диаметра быстроударные перфораторы и мощные ВВ—детониты—на многих рудниках увеличили производительность труда бурильщиков по отбитой горной массе в 1,8—2,5 раза.

В очистных забоях небольшой ширины горизонтальные и слабо наклонные шпуры бурят ручными перфораторами, как правило, с поддерживающих пневматических колонок. Использование перфораторов без поддерживающих устройств целесообразно только для шпуров, направленных вниз. Если позволяют условия, то лучше бурить шпуры вверх, пользуясь телескопными перфораторами. Однако взрывание восходящих шпуров иногда приводит к образованию заколов в кровле забоя, что опасно для работающих, и требует трудоемкой операции — обorkи кровли.

Производительность труда бурильщика при шпуровой отбойке в зависимости от крепости руды, ширины очистного пространства, диаметра шпуров, типа перфораторов и др. изменяется в среднем от 5 до 15 м³/смену.

В табл. 8 приведены показатели отбойки руды шпурами на рудниках, разрабатывающих жильные месторождения.

В стоимости бурения 1 м шпура оплата рабочей силы составляет 60—70%, стоимость сжатого воздуха 12—18%, коронок, твердого сплава и буровой стали 10—15%; амортизация перфоратора 2—3%. В полной стоимости очистной выемки в зависимости от крепости руды и применяемой системы разработки стоимость бурения занимает в среднем от 10 до 30%, а стоимость отбойки в целом от 15 до 50%.

Бурение «штанговыми» шпурами и применяемое оборудование рассматривается в курсе буровзрывных работ и здесь не приводится.

Основное достоинство отбойки штанговыми шпурами по сравнению с мелкошпуровой состоит в более высокой производительности труда бурильщика. Достоинства по сравнению с отбойкой глубокими скважинами — меньшие потери и разубоживание руды, лучшее дробление руды и меньший выход негабарита.

На производительность штангового бурения существенное влияние оказывают глубина и диаметр шпуров. Влияние глубины сказывается тем сильнее, чем меньше длина одной штанги (т. е. чем больше соединений), так как живая сила удара поглощается в основном в местах соединений. Поэтому при бурении

глубоких шпуров сплошными гибкими бурами (Швеция, Канада) производительность с глубиной снижается значительно меньше, чем при бурении составными штанговыми бурами.

Таблица 8

Основные показатели отбойки руды шпурами на рудниках, разрабатывающих жилые месторождения

Рудники	Системы разработки	Коэффициент крепости руды по шкале проф. М. М. Протодьяконова, f	Мощность рудного тела, м	Ширина острого прострела, м	Средняя глубина шпура, м	Выход горной массы на один шпур-метр, $м^3$	Расход ВВ, $кг/м^3$
Дарасун . . .	Система с магазинированием	10—12	0,9	1,3	2,2	0,46	2,12
Хрустальный . . .	То же	10	0,64	1,25	1,7	0,28	2,1
Ниттис-Ку-мужье . . .	»	12—14	0,2	1,2	2,2	0,29	2,87
Бестюбе . . .	»	10—12	0,4	1,1	2,1	0,42	2,3
Шахтома . . .	»	15—16	0,39	1,0	1,8	0,29	2,75
Эге-Хая . . .	»	12—13	1,77	2,04	1,5	0,42	1,93
Качкарь . . .	»	8—12	0,41	1,62	1,8	0,47	1,63
Холтосон . . .	Система с усиленной распорной крепью	8—10	1,6	2,1	1,5	0,27	1,0
Центральный (При-морье) . . .	Система с распорной крепью	8	0,94	1,29	1,5	0,32	1,6
Пышма . . .	Система с закладкой	8—10	2,6	2,8	1,8	0,55	1,26
Дженичке . . .	Камерно-столбовая система с выемкой по восстаню	12	1,0	1,2	1,5	0,36	1,8
Койташ . . .	То же	14	0,35	1,3	1,5	0,41	2,3

Заслуживает серьезного внимания изучение передового опыта зарубежных рудников, применяющих при штанговом бурении коронки уменьшенного диаметра. Диаметр коронок для бурения колонковыми перфораторами со свинчивающимися бурами в США и Канаде составляет обычно 46—65 мм, а в Швеции 32—42 мм. Глубина бурения при этом достигает 10—18 м (иногда до 20—25 м), сменная производительность 18—25 м шпура. Так, на канадских рудниках при диаметре коронки 46—50 мм и глубине бурения 20—25 м средняя производительность бурения составляет 30—45 м/смену.

Штанговое бурение колонковыми перфораторами хорошо освоено на некоторых отечественных рудниках. На Миргалимсайском руднике в рудах крепостью 10—12 шпуры (скважины) средней глубиной 10—12 м, диаметром 52—56 мм бурят колон-

ковыми перфораторами КЦМ-4. Производительность бурения в среднем 17 м на станко-смену. На руднике Заполярном (Норильск) для бурения штанговых шпуров диаметром 65 мм и глубиной 8—15 м в породах крепостью 12—14 применяют колонковые перфораторы КС-50. Производительность бурения 20—30 м/чел-смену (один бурильщик обслуживает два перфоратора).

Создана отечественная бурильная машина П-29 с независимым вращением бура. При бурении пород крепостью 16—18, коронкой диаметром 65 мм производительность машины П-29 составляет 20—28 м/смену. Дальнейшее освоение и совершенствование техники бурения глубоких шпуров (до 15—20 м и более) является наиболее актуальной задачей настоящего времени.

За рубежом для бурения глубоких шпуров выпускают очень мощные колонковые перфораторы весом от 70 до 135 кг. Диаметр поршня до 120—140 мм, число ударов 1200—2200 в минуту, расход воздуха 6—10 м³/мин. Например, мощный колонковый перфоратор фирмы «Атлас Копко» (Швеция) весом 69 кг имеет диаметр поршня 120 мм, ход поршня 65 мм, число ударов 2200 в минуту, расход воздуха 8,8 м³/мин. При бурении по граниту коронкой (диаметр 54 мм) скорость бурения указанным перфоратором равна 1200 мм/мин.

§ 3. ОТБОЙКА РУДЫ ГЛУБОКИМИ СКВАЖИНАМИ

Отбойка руды глубокими взрывными скважинами широко распространена при подземной разработке мощных рудных месторождений. С каждым годом область применения этого способа отбойки расширяется, а эффективность его повышается.

Известны основные способы бурения глубоких скважин: вращательное бурение коронками, армированными твердыми сплавами или алмазами; вращательное бурение шарошками; ударно-вращательное бурение перфораторами со свинчивающимися бурами или погружными молотками (пневмоударниками). Вращательное дробовое бурение глубоких взрывных скважин в последние годы практически полностью вытеснено приведенными выше способами, поэтому останавливаться на нем не будем.

Попытки применения в подземных условиях ударно-канатного бурения не дали положительных результатов.

Вращательное бурение твердосплавными или алмазными коронками	Вращательное бурение глубоких взрывных скважин коронками, армированными твердыми сплавами, впервые в мировой практике было начато в 1935 г. на рудниках Криворожского бассейна и в настоящее время применяется на некоторых рудниках для отбойки
---	--

руд крепостью менее 7—8. В более крепких рудах производительность этого вида бурения оказывается очень низкой и применение неэкономичным.

Для вращательного бурения твердосплавными коронками применяют буровые станки НИГРИ-4, ГП-1, станок инж. А. А. Миняйло и в последнее время — станки АБВ-1, АБВ-2 и АБВ-3М.

Отличительной особенностью станков АБВ-1 и АБВ-2 являются небольшой вес, безопасность в работе, наличие механической подачи бурового инструмента на забой, а станка АБВ-3М — возможность бурения в породах переменной крепости.

Так как конструкции перечисленных станков и используемый для них буровой инструмент детально рассматриваются в курсе буровзрывных работ, поэтому ограничимся изложением некоторых обобщенных сведений о применении станков и их производительности.

Все указанные станки предназначены для бурения скважин под любым углом наклона к горизонту и глубиной до 50 м.

Чаще всего на этих станках бурят коронками в виде «корончатого кольца», рабочий торец которого оснащен резцами из твердого сплава, выступающими из тела коронки на 1—1,5 мм.

Расход твердого сплава на 1 м скважины диаметром 75—85 мм составляет в зависимости от крепости пород в среднем 5—10 г.

Число оборотов коронки принимают исходя из окружной скорости ее резцов — от 0,6 до 0,8 м/сек в мягких малотрещиноватых породах и от 0,4 до 0,6 м/сек в более крепких породах. При диаметре коронки 85 мм такие скорости соответствуют 100—200 об/мин. В последнее время стремятся при бурении значительно увеличить число оборотов. Скорость бурения зависит от большого числа факторов, в первую очередь от физических свойств руды (породы), диаметра скважины, мощности двигателя бурового станка, числа оборотов, материала резцов коронки. Для станков НИГРИ-4 и ГП-1 она обычно составляет от 3—5 до 15—25 м/смену. При бурении станком АБВ-1 на руднике им. Коминтерна получена производительность на 70% выше, чем станками НИГРИ-4 и ГП-1.

С увеличением глубины скважины скорость бурения снижается вследствие увеличения затрат времени на подъем и спуск инструмента и отчасти ввиду усиливающегося трения штанг о стенки скважины.

Бурение глубоких взрывных скважин алмазными коронками в отечественной практике пока распространено мало, но в связи с созданием синтетических алмазов и ростом добычи природных оно является весьма перспективным. Алмазные коронки позво-

ляют бурить взрывные скважины в самых крепких и трещиноватых породах. Небольшой диаметр скважин (30—40 мм) имеет особо важное значение для отбойки крепких руд, так как позволяет свести до минимума вторичное дробление руды или полностью устранить его.

Характерными особенностями современных зарубежных алмазно-буровых станков являются их малые габариты, небольшой вес (до 250 кг), возможность бурения скважин любого направления и высокие числа оборотов (до 3500 в минуту).

Привод станков пневматический, электрический или гидравлический.

Алмазные коронки различают: по способу их изготовления — ручной зачеканки и мелкоалмазные, изготовленные механическим способом (литьем или спеканием); по конструкции — керновые или бескерновые; по виду распределения алмазов в короночном кольце — однослойные, многослойные, импрегнированные.

Для бурения взрывных скважин применяют, как правило, коронки, изготовленные механическим способом (мелкоалмазные), содержащие в среднем 100—200 зерен алмазов на карат¹. Бескерновые коронки обеспечивают бурение без простоев, связанных с извлечением керна, позволяют производительно бурить трещиноватые породы, допускают высокие числа оборотов (до 3500 в минуту) и большую осевую нагрузку — до 100 кг на карат алмазов.

Стойкость алмазных коронок зависит от крепости пород; она равна 40—60 м при $f = 10—12$ и 10—15 м при $f = 18—20$. Коронка считается изношенной, если ее внешний диаметр уменьшился на 0,3—0,4 мм.

Экономичность бурения алмазными коронками по сравнению с твердосплавными возрастает с увеличением крепости пород. Соотношение скоростей бурения алмазными и твердосплавными коронками в породах различной крепости приведено в табл. 9.

Таблица 9
Относительные скорости бурения алмазными и твердосплавными коронками

Буровая коронка	Относительная скорость бурения при коэффициенте крепости пород по М. М. Протодьяконову. f			
	6	8	10	12
Твердосплавная	100	100	100	100
Алмазная	132	150	165	200

На рудниках Канады, Швеции, США, ЮАР производительность станка алмазного бурения в смену составляет в среднем

¹ 1 карат равен 0,2 г.

от 10 до 30 м в зависимости от режима бурения, крепости породы, диаметра, типа и стойкости коронки, типа станка и др.

С увеличением осевой нагрузки и числа оборотов производительность алмазного бурения увеличивается, причем наиболее интенсивно в зависимости от числа оборотов. При прочих равных условиях увеличение диаметра коронки и крепости породы вызывает снижение производительности бурения.

Коронки со вставкой алмазов, ориентированной в направлении твердого вектора, дают примерно вдвое более высокую производительность бурения и стойкость.

Выход руды на 1 м скважины при очистной выемке от 5—8 до 15—20 т в зависимости от диаметра коронки.

Стоимость алмазного бурения 1 м скважины определяется главным образом производительностью станка и стойкостью коронки. По элементам затрат она складывается из стоимости рабочей силы 25—30%; стоимости коронки 40—65% и стоимости электроэнергии, буровых штанг и других материалов 8—30%.

Вращательное бурение скважин шарошечными долотами

Вращательное бурение шарошками в последние годы широко применяется на Лениногорском, им. XXII съезда КПСС, Салаирском и некоторых других рудниках.

В табл. 10 приведена техническая характеристика наиболее распространенных при подземной разработке станков шарошечного бурения отечественного производства.

Таблица 10
Техническая характеристика станков шарошечного бурения

Показатели	Марка станков				
	СБ-4	СБ-5	П-23	АБШ-2	БАШ-150
Диаметр скважины, мм . . .	150	100—150	145	97—145	100—150
Глубина бурения, м	50	50	50	100	50
Диаметр буровых штанг, мм	89	89	114	63,5; 73; 89	89
Число оборотов шпинделя в минуту	100	100-150	250	85; 190; 355	150—200
Осевое давление на забой, кг	До 6000	До 8000	До 12 000	10 000	До 12 000
Общий вес станка с гидроприводом, кг	1329	1210	1570	4775*	1250
Габариты станка, мм:					
длина	2500	1400	—	3000	1470
ширина	750	900	—	1300	825
высота	1290	2100	—	1670	2065

* Большой вес и габариты станка объясняются тем, что он имеет собственный гусеничный ход.

Для шарошечного бурения взрывных скважин используются в основном трехшарошечные долота ДШ-10А и 6-6ВК диаметром 145 мм.

Долота ДШ-10А армируются зубками твердого сплава ВК-15 с клиновой формой рабочей поверхности, а долота 6-6ВК — штырями из твердого сплава ВК-8 с полусферической рабочей поверхностью.

Стойкость долот ДШ-10А составляет от 5—6 м (в породах крепостью 18—20) до 60—70 м (при $f = 6—8$). Благодаря армировке тыльной части шарошек долот 6-6ВК стойкость их возрастает в 2—3 раза.

В соответствии с современной тенденцией к уменьшению диаметра взрывных скважин для подземной отбойки в настоящее время ведутся работы по созданию долот диаметром 60—112 мм.

На производительность шарошечного бурения наибольшее влияние оказывают: осевая нагрузка на долото, скорость (число оборотов) вращения его, физико-механические свойства пород и интенсивность промывки.

Высокая скорость бурения шарошечными долотами достигается при осевой нагрузке около 8000—10000 кг. Число оборотов влияет на скорость бурения в меньшей степени, чем осевая нагрузка.

Интенсивная промывка не только способствует увеличению скорости бурения, но также повышает стойкость долота. При бурении горизонтальных скважин расход воды должен составлять 50—60 л/мин, вертикальных нисходящих 250—300 л/мин.

Стоимость шарошечного бурения 1 м скважины по элементам затрат складывается следующим образом: рабочая сила 25—50%, долото 40—70%, электроэнергия, буровые штанги и другие материалы 5—10%.

Таблица II

Показатели шарошечного бурения на некоторых отечественных рудниках (диаметр скважины 145—150 мм)

Рудники	Коэффициент крепости пород, f	Глубина скважины, м	Средняя производительность бурения, м/смену	Стойкость долота, м	Станок
Лениногорский	12—16	До 40	5,0	8—10	СБ-4 и СБ-5
Им. XXII съезда КПСС . . .	14—16	До 40	5,0	14	СБ-4 и СБ-5
Им. 40-летия ВЛКСМ	12—16	35	5,6	8—10	СБ-4
Салаирский	10—14	50	6-10	25	СБ-5
Им. Розы Люксембург . . .	15—18	До 33	3,1	5	С5-5

В табл. 11 приведены показатели шарошечного бурения на некоторых отечественных рудниках.

Несмотря на то, что шарошечное бурение в подземных условиях еще не полностью вышло из стадии промышленного освоения, достигнутые показатели свидетельствуют о широких его возможностях.

На зарубежных рудниках шарошечное бурение при подземной разработке пока не нашло применения.

**Бурение скважин
погружными
перфораторами
(пневмоударниками)**

Бурение глубоких взрывных скважин пневмоударниками получило очень широкое распространение при подземной разработке мощных месторождений, особенно в крепких и весьма крепких рудах.

Из большого числа изготавливаемых в настоящее время типов буровых станков с пневмоударниками наиболее совершенными являются станки типа БА-100 и НКР-100. Эти станки предназначены для бурения скважин любого направления в породах с крепостью от 6—8 до 18—20.

Основным отличием станка НКР-100 от БА-100 является механизация спуска и подъема бурового снаряда, перехвата и закрепления штанг, обеспечивающая существенное повышение производительности бурения.

Основные недостатки указанных станков — это наличие двух видов энергии: электрической для вращения штанг и пневматической для работы пневмоударника и малый ход подачи.

В настоящее время созданы буровые станки типа ПБС-8М, ЛПС-3 и др., в которых указанные недостатки устранены. Для работы этих станков требуется один вид энергии — сжатый воздух; ход подачи у них увеличен до 1000—1500 мм, что позволяет значительно снизить трудоемкость монтажных и демонтажных работ и на 15—20% повысить производительность бурения.

Для бурения взрывных скважин малого диаметра (55—75 мм) созданы опытные образцы станков ЛПС-6 и УК-1.

Техническая характеристика станков и агрегатов с пневмоударниками приведена в табл. 12.

Практика показала, что лучшими буровыми агрегатами следует считать станки БА-100М и НКР-100.

На производительность бурения пневмоударниками наибольшее влияние оказывает ряд факторов.

Угол наклона скважины. Скорость бурения восходящих или горизонтальных скважин несколько выше, чем нисходящих. Это объясняется тем, что в восходящих скважинах забой быстрее освобождается от буровой мелочи и не происходит ее переизмельчения.

Техническая характеристика станков и агрегатов с пневмоударниками

Показатели	Марка станков				
	БА-100	БА-100М	НКР-100	ЛПС-3	ПБС-8М
Диаметр скважины, мм . . .	100	105	105	150	105
Глубина бурения, м	50	50	80	35	50
Направление бурения	Любое				
Осевое давление, кг	600	600	600 и 1200	900	600
Число оборотов шпинделя в минуту	43 и 75	85	76	45	90—120
Подача шпинделя	Пневматическая				
Ход подачи, мм	400	400	300	1120	400
Диаметр штанг, мм	50	50	63,5	50	50
Давление сжатого воздуха, ати	5	5—6	5	5—6	5—6
Расход воздуха, м ³ /мин . . .	5	6	9	9	6,3
Мощность двигателя	2,8 квт	2,8 квт	2,8 квт	4 л. с.	4,5 л. с.
Тип пневмоударника	М-1700	М-1900	М-1900	П-150	ПУШ-8
Вес станка, кг	215	245	400	188	163
Габариты станка, мм:					
длина	1540	1540	1180	—	1350
ширина	400	400	885	—	510
высота	590	590	575	—	650

Глубина скважины. С увеличением глубины нисходящей скважины возрастает вес столба шлама в скважине, увеличивается аэродинамическое сопротивление движению его по скважине, что приводит к увеличению противодействия на выхлопе сжатого воздуха и снижению энергии удара. Кроме того, возрастают затраты времени на вспомогательные спуско-подъемные операции.

Осевое усилие должно изменяться в зависимости от крепости пород. Отклонение его от оптимального в сторону уменьшения или увеличения приводит к снижению скорости бурения. В породах крепостью 8—12 оптимальное осевое усилие для станка БА-100 равно около 250 кг.

Число оборотов бурового снаряда. Чем меньше крепость породы, тем обычно больше должно быть число оборотов. В крепких породах по данным испытаний на Высокогорском руднике скорость бурения начинает снижаться при увеличении числа оборотов бурового снаряда свыше 60—80 в минуту.

Расход воды. Максимальная скорость бурения наблюдается при относительно небольшом расходе воды (4—6 л/мин). Дальнейшее увеличение подачи воды (до 10—14 л/мин) снижает скорость бурения. Однако с уменьшением расхода воды возрастает запыленность воздуха в выработках.

Показатели бурения. На Высокогорском железном руднике скважины бурят станком БА-100М в рудах с крепостью 8—10. Глубина скважин 30—40 м. Средняя производительность на станко-смену 12—16 м, в отдельных случаях до 25—30 м.

На шахте «Гигант» Криворожского бассейна среднесменная производительность бурения станком БА-100М в рудах крепостью 5—8 при глубине скважины 15—33 м составляет 22 м. В рудах крепостью 8—10 среднесменная производительность равна 16 м, максимальная 23 м.

На руднике Темир-Тау Кузнецкого металлургического комбината в породах крепостью 12—18 среднесменная производительность станка БА-100М составляет 10 м при горизонтальном бурении и 7,5 м — при вертикальном.

На руднике им. Губкина станками БА-100 и НКР-ЮО бурят скважины в кварцитах ($f=12-18$). Средняя производительность на станко-смену около 5 м для станка БА-100 и 6,5 м для станка НКР-100.

На руднике им. Розы Люксембург (Криворожский бассейн) в породах крепостью 13—15 сменная производительность бурения составляет 6,5 м на станок БА-100К и 7,5 м — на станок НКР-100.

Стоимость пневмоударного бурения 1 м скважины по элементам затрат складывается из стоимости рабочей силы (50—70%), стоимости электроэнергии, буровых штанг и других материалов (15-20%).

Расчет скважинных зарядов

В практике подземной отбойки обычно пользуются следующими схемами расчета заряда глубоких скважин:

для заданного диаметра скважины, а следовательно, для известной величины заряда определяют линию наименьшего сопротивления (л. н. с.) и расстояние между скважинами; для выбранной сетки скважин определяют необходимый диаметр и величину заряда.

Первая схема расчета в практике более распространена, так как при имеющихся на руднике средствах бурения изменять диаметр скважин труднее, чем сетку скважин.

Для определения диаметра скважин, величины заряда и сетки скважин имеется много расчетных формул, однако ни одну из них нельзя считать достаточно надежной в любых условиях.

В последнее время расчет зарядов ведут по формулам, в основе которых лежит известный удельный расход ВВ.

Если удельный расход ВВ для данных условий так или иначе установлен, то необходимую величину заряда в скважине, а отсюда и диаметр скважины можно найти перемножением удельного расхода ВВ на объем породы, подлежащей взрыванию зарядом данной скважины.

Для облегчения основанного на этом принципе расчета диаметра скважин или расстояния между ними и величины расчетной линии сопротивления (р. л. с.) предложены простые формулы, по которым диаметр скважины d определяется при заданной величине р. л. с. W или наоборот

$$d = \frac{W}{\sqrt{\frac{7,85\Delta\tau}{k'm}}}, \quad (29)$$

где d — диаметр скважины, см;

W — длина расчетной линии сопротивления, м;

Δ — плотность ВВ в заряде, принимаемая по табличным данным в зависимости от типа ВВ;

τ — относительная длина заряда в скважине, характеризующая степень заполнения скважины ВВ, принимается при глубине скважин 5, 10, 30 и 50 м соответственно 0,7; 0,8; 0,9 и 0,95;

k' — удельный расход ВВ, кг/м³;

m — коэффициент, изменяющийся от 0,7 до 1,3 в зависимости от слоистости пород.

Следует отметить, что величину k' при определении по таблицам только в зависимости от крепости породы можно установить приближенно. Обычно же ее принимают на основании практики данного или аналогичного по горногеологическим условиям рудника.

Отбойку руды скважинными зарядами ведут горизонтальными, вертикальными или (реже) наклонными слоями. В каждом слое скважины располагают параллельно, веерообразно или «пучком».

Условия применения, достоинства и недостатки различных способов расположения скважин будут рассмотрены при описании отдельных систем разработки. Там же будут приведены показатели отбойки и параметры сетки скважин для различных горногеологических условий и систем разработки.

В соответствии с принятым в настоящее время представлением о механизме взрывного разрушения массива руды, разбитого густой сетью природных трещин, увеличение удельного расхода взрывчатого вещества на отбойку (удельная энергия) сверх определенного предела оказывает несущественное влияние на кусковатость. То же самое можно сказать и о влиянии параметров сетки расположения взрывных скважин на результаты отбойки трещиноватых руд.

При отбойке трещиноватых руд качество дробления зависит от отношения л. н. с. W к размеру естественной отдельности b . Это отношение показывает, как часто в отбиваемом объеме встречаются экранирующие поверхности, способствующие рассеиванию энергии взрыва и снижающие качество отбойки.

Величина $\frac{W}{b}$ может быть названа модулем трещиноватости

$$M_{\text{тр}} = \frac{W}{b}. \quad (30)$$

Когда $M_{\text{тр}} < 1-2$, то массив ведет себя как монолитный; в случае $M_{\text{тр}} > 2$ качество дробления при прочих равных условиях будет тем ниже, чем больше значение $M_{\text{тр}}$. Установленная связь позволяет ориентироваться в выборе сетки скважин с учетом естественной трещиноватости.

Если массив разбит достаточно густой сетью трещин, образующих естественные отдельности, которые не превышают размера принятого на руднике кондиционного куска руды, то в этом случае можно применять как скважинную, так и минную отбойку с самыми разнообразными параметрами.

В том случае, когда размер естественной отдельности превышает размер кондиционного куска, следует уменьшать л. н. с. так, чтобы $M_{\text{тр}}$ был близким к единице. При этом уменьшится выход недробленных естественных отдельностей и негабарита.

Качество дробления трещиноватых массивов в значительной мере зависит от направления трещин. Наилучшие результаты получаются в породах с развитием трещин по нормали к фронту ударной волны. Результаты ухудшаются, когда трещины параллельны фронту ударной волны. Самые плохие результаты получаются при отбойке руды, сложенной крупными отдельностями.

Как уже было сказано, при отбойке трещиноватых руд увеличение удельного расхода взрывчатого вещества сверх определенного предела существенно не улучшает качества дробления.

Характерные показатели отбойки скважинными зарядами для некоторых отечественных и зарубежных рудников приведены в табл. 13.

§ 4. ОТБОЙКА РУДЫ КАМЕРНЫМИ ЗАРЯДАМИ

Благодаря большой эффективности отбойка скважинными зарядами в последние годы почти полностью вытеснила отбойку камерными зарядами, что объясняется серьезными недостатками последней: значительным объемом трудоемких работ по проведению минных выработок, трудностью контроля за полнотой отбойки руды у контактов и регулирования крупности отбиваемой руды, сильным разрушающим действием минных зарядов на целики, потолочины и висячий бок. При отбойке минными камерами наряду с высоким выходом рудной

Характерные показатели отбойки скважины

Рудники	Характеристика руд	Диаметр скважин, мм	Величина л. и с.м	Расстояние между скважинами, м
Им. Кирова, комбинат «Апатит»	Средней крепости	150	5,2	4,0
Высокогорский	Крепкие	115	5,0	3,5
Им. XX партсъезда	Средней крепости и крепкие	105	4 - 5	—
Норильский	Крепкие, сильно трещиноватые	72	1,5—1,7	До 2
Им. Розы Люксембург	Средней крепости и крепкие	105	4—5	2—3
Им. Кирова (Кривой Рог)	Средней крепости	85	2,0—2,5	3,0—4,0
Тырны-Аузский	Весьма крепкие	100—110	3,5	3
Салаирский	Крепкие, трещиноватые	130	5,0	4—4,5
Им. Дзержинского, шахта «Гигант»	Средней крепости, трещиноватые	85—90	4,0—5,0	—
«Сноу Лейк» (Канада)	Крепкие	51—54	1,5—3,1	1,5—3,6
«Флин-Флон» (Канада)	Весьма крепкие сульфидные руды	36,5	1,5—1,8	2,4

Т а б л и ц а 13

ми зарядами на некоторых рудниках

Длина скважин, м	Расположение скважин	Выход руды с 1 м скважин. т	Расход ВВ, кг/т	
			на первичную отбойку	на вторичное дробление
48,5	Вертикальные параллельные	55,0	0,236	0,140
40,0	То же	73,6	0,212	0,1—0,2
30	Горизонтальные параллельные	25—35	0,23	0,025
15,0	Вертикальные веерные	8—10	0,15—0,3	До 0,12
До 35	Горизонтальные параллельные	16—20	0,25-0,3	До 0,2
25	То же	30,0	0,115	0,045
29—31		32	0,35	0,2
25		50	0,200	—
35	Горизонтальные веерные	24—34	0,100—0,140	0,05—0,1
15	То же	—	—	—
10,0	»	21,8	—	—

мелочи и пыли получается много крупных глыб, требующих вторичного дробления.

Для сокращения трудоемких работ при проведении минных выработок в последнее время отказались от проходки минных колодцев и применения забойки. Но устранить вредность сейсмического действия взрывов минных зарядов не удается.

Отбойку камерными зарядами применяют в качестве основного способа при очистной выемке или как вспомогательный способ вместе со скважинами для массового обрушения целиков.

Отбойку камерными зарядами применяют на нескольких отечественных рудниках в весьма крепких, абразивных и сильно трещиноватых породах, бурение взрывных скважин в которых малопроизводительно и дорого.

На руднике им. М. В. Фрунзе (Криворожский бассейн) отбойку камерными зарядами успешно применяли в сильно трещиноватых рудах крепостью 12—18. Толщина отбиваемого слоя 8—10 м, расстояние между зарядами 6—10 м. Выход руды с 1 минной выработки 90—100 т, расход ВВ на первичную отбойку 1—1,1 кг/м, на вторичное дробление 0,2 кг/м. Благодаря сильной микро- и макротрещиноватости руда дробится очень хорошо; этим и объясняется небольшой расход ВВ на вторичное дробление.

На апатитовом руднике им. С. М. Кирова трещиноватые руды крепостью 8—10 отбивали камерными зарядами. Толщина отбиваемого слоя 12 м, расстояние между зарядами 10—12 м. Выход руды с 1 м минной выработки 130—150 т, расход ВВ на первичную отбойку 0,44 кг/м, на вторичное дробление 0,14 кг/м.

Бурение глубоких скважин пневмоударниками, шарошками и даже твердосплавными коронками в породах с коэффициентом крепости до $f = 8—10$ имеет высокую производительность, и в таких условиях минную отбойку применять, как правило, нецелесообразно.

Бурение алмазными коронками наиболее производительное, по сравнению с другими способами, в весьма крепких, абразивных породах. Скважины алмазного бурения, имеющие небольшой диаметр, особенно эффективны в крепких монолитных породах, способных разрушаться при взрыве на мелкие куски, только при равномерном размещении ВВ в разрушаемом массиве руды. В таких условиях отбойка камерными зарядами нецелесообразна.

Так как техника бурения глубоких взрывных скважин непрерывно совершенствуется и скорости бурения с каждым годом возрастают, применение отбойки камерными зарядами в будущем сохранится только в редких, специфических условиях.

§ 5. ВТОРИЧНОЕ ДРОБЛЕНИЕ РУДЫ

При наличии в отбитой руде большого числа чрезмерно крупных кусков и глыб — негабарита создаются серьезные трудности в технологическом процессе добычи. Интенсивность доставки и выпуска руды, а также производительность блока зависят от крупности отбитой руды.

Дробление негабарита с помощью ВВ в люках и рудоспусках приводит к частым поломкам их, продолжительным остановкам выпуска, засыпанию рудой откаточных путей.

Вторичное дробление руды на горизонте скреперования (или грохочения) требует иногда больших затрат труда, чем сама отбойка.

В узких магазинах при разработке жильных месторождений крупные глыбы образуют в отбитой руде своды, ликвидация которых трудна, надолго приостанавливает выпуск и нарушает работу транспорта, приводит к повышенным потерям руды; частое образование сводов может быть причиной отказа от высокопроизводительной системы с магазинированием руды.

Установлено, что для свободного истечения отбитой руды из рудоспуска необходимо, чтобы поперечный размер его превышал размер наиболее крупных кусков руды не меньше чем в 4 раза. Поэтому для распространенных в практике размеров рудоспусков (1000—1500 мм) максимальный размер кусков, пропускаемых без вторичного дробления, не должен превышать 300—400 мм. Для выпуска руды, имеющей куски размером 600—800 мм, необходимо пользоваться рудоспусками с особой конструкцией люковых затворов.

Выход негабарита зависит от свойств руды, принятого способа отбойки и установленного размера кондиционного куска.

На отечественных рудниках, разрабатывающих мощные месторождения, размер кондиционного куска обычно принимают не менее 300—400 мм, а на рудниках, разрабатывающих тонкие жилы, 200—250 мм. В последнее время, в связи с внедрением большегрузных вагонеток, мощных люков и устройством подземных дробилок, на мощных месторождениях размер кондиционного куска принимают до 600—800 мм. Это способствует увеличению производительности доставки и уменьшает стоимость вторичного дробления, так как централизованное дробление руды механическим способом (в дробилках) обходится дешевле, чем взрывчатыми веществами.

В табл. 14 приведены показатели вторичного дробления на некоторых отечественных рудниках.

Вторичному дроблению руду подвергают непосредственно в очистном забое или в наработках горизонта дробления (скреперования).

Таблица 14

Показатели вторичного дробления

Рудники	Система разработки, способ отбойки	Коэффициент крепости руды, динт	Размер концентрированного куска, мм	Удельный расход ВВ, г/т		Выход негашеной пылевидной руды	Производительность выпуска и погрузки руды		Метод вторичного дробления	Затраты на выпуск и вторичное дробление, руб/т
				на отбойку	на вторичное дробление		т/чел.-смену	т/смену		
Апатитовый им. С. М. Кирова	Этажное обрушение с минной отбойкой	8—10	450	320—400	120—140	15—20	—	150—200	Накладными ВВ	0,11—0,29
		8—10	450	220—230	60—70	10—12	—	200—250	То же	—
Железный им. Губкина	С отбойкой глубокими скважинами Камерная система с этажной отбойкой глубокими вертикальными скважинами	16—18	800	170—200	60—90	5—10	135	270—300	»	0,20—0,24
		8—12	700	200—250	290—300	25—30	—	70—80	»	—
Железные рудники Горной Шории	Камерно-целиковая система с отбойкой глубокими вертикальными скважинами Камерно-столбовая с мелкошпуровой отбойкой и подэтажные штреки с отбойкой руды глубокими скважинами Отбойка глубокими вертикальными скважинами Отбойка глубокими горизонтальными скважинами Обрушение минными зарядами	10—12	400	220—350	70—100	12—20	40—50	70—100	»	0,29—0,48
		12—16	300	360	420	28	—	135	»	—
		12—16	300	320	640	55	—	105	»	—
		12—16	300	700	480	40—50	—	106	»	—
Полиметаллический им. ВЛКСМ Железный им. Р. Люксембург	Этажное принудительное обрушение с отбойкой глубокими скважинами Подэтажное обрушение с отбойкой глубокими скважинами	14—18	500	500—600	170—180	25	40	60—95	»	0,40
		12—14	300	200	128	—	—	110	»	0,3—0,4

Непосредственно в очистном забое дробление возможна только при отбойке неглубокими шпурами, когда выход негабарита очень небольшой, например в тонких жилах, разрабатываемых системой с магазинированием руды.

Дробление в выработках горизонта дробления или скрепления широко распространено при отбойке руды глубокими скважинами и минными зарядами.

Вторичное дробление осуществляют разными способами: наиболее часто с помощью ВВ, специальными пневматическими «бутобоями», в дробилках, электрофизическими способами.

Ручное дробление возможно только при очень небольшом выходе негабарита для разбивки некрупных, нарушенных трещинами глыб. Бутобой пока не получили широкого распространения, хотя в определенных условиях они могут быть эффективны. За последние годы чаще всего стали применять вторичное дробление в стационарных дробилках.

Основной способ дробления с помощью ВВ осуществляется «накладными» зарядами, которые укладывают сверху на глыбу руды (реже под нее), или зарядами в специально выбуренных шпурах.

Взрывание накладных зарядов хотя не требует бурения, но связано с повышенным расходом ВВ. Применение его эффективно в хрупкой и трещиноватой или слоистой руде; в массивной крепкой руде иногда предпочитают дробление шпуровыми зарядами.

В последнее время на отечественных рудниках получены положительные результаты по дроблению негабаритов термитом и электрофизическими методами, в частности в электромагнитном поле высокой частоты.

Разрушение негабарита термитом происходит за счет выделяемого им при горении тепла и протекает без разлета мелких кусков и образования вредных газов и пыли. Оно может осуществляться как шпуровыми, так и накладными зарядами. Для разрушения негабарита объемом 0,2—0,4 м³ на три-четыре части накладным зарядом термита требуется заряд 3—5 кг. В шпуровом заряде расход термита уменьшается в 5—6 раз.

Устройство камер вторичного дробления

Применяемые на практике разнообразные конструкции камер вторичного дробления можно разде-

лить на два основных типа:

камеры дробления в кровле откаточных выработок (рис.62);
камеры дробления, расположенные на специальном горизонте дробления в 4—8 м над кровлей выработок основного горизонта и соединенные с ними рудоспусками.

Камеры дробления первого типа применяются только при

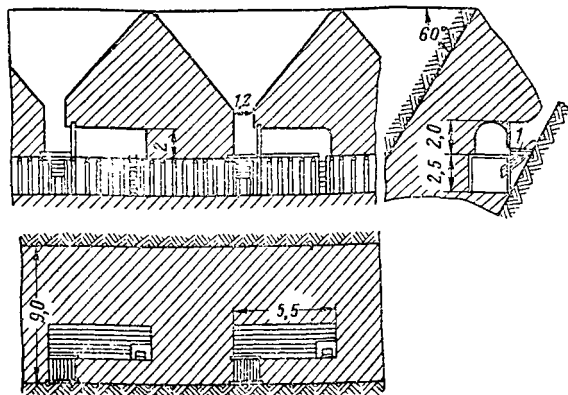


Рис. 62. Камеры дробления в кровле откаточного штрека:
1 — грохот

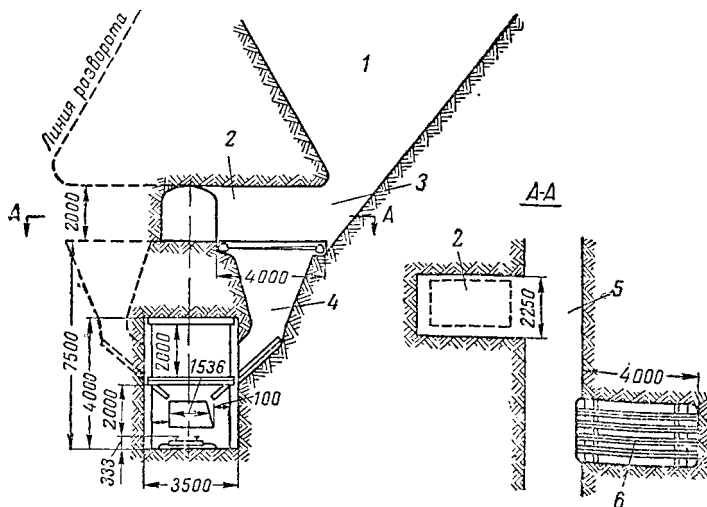


Рис. 63 Выработки горизонта вторичного дробления:
1 — воронка; 2 — камера дробления; 3 — горловина; 4 — рудоспуск;
5 — штрек горизонта дробления; 6 — грохот

небольшом объеме работ по дроблению руды. При большом объеме работ обыкновенно устраивают камеры второго типа.

На рис. 63 показана схема расположения выработок второго дробления, принятая на железных рудниках Горной Шории, где выпуск руды через камеры дробления широко распространен.

Камеры дробления вдоль штрека горизонта дробления расположены в шахматном порядке на расстоянии 8—10 м. Обычные размеры камер: ширина 2,5—3,5 м, высота 2—2,5 м, длина 3—5 м.

Грохоты из рельсов тяжелого типа (иногда сдвоенных или строенных) укладываются на деревянных брусках. Длина грохота 3—4 м, число колосников от 3 до 5, расстояние (зазор) между колосниками от 300 до 600 мм.

Пропускная способность грохота при одном и том же гранулометрическом составе отбитой руды зависит, прежде всего, от зазора между колосниками, который соответствует принятому размеру негабарита.

Специальные наблюдения на железных рудниках Горной Шории показали, например, что при увеличении размера негабарита с 300 до 400 мм производительность труда рабочего на грохоте (с учетом затраты труда на взрывание негабарита) и пропускная способность грохота возрастают более чем в 1,5 раза.

Выработки горизонта дробления должны обеспечивать удобное и безопасное передвижение по ним людей, быстрое удаление из камер дробления газообразных продуктов взрыва. Грохот располагают с таким расчетом, чтобы руда при развале под углом естественного откоса покрывала не больше двух третей его площади. Хорошие результаты получены при использовании в качестве колосников толстостенных стальных труб с деревянным сердечником.

Емкость рудоспусков под грохотами можно увеличить, придавая им большее сечение по всей длине или воронкообразно расширять только в верхней части.

Глава VIII • ДОСТАВКА И ПОГРУЗКА РУДЫ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЦЕССЕ ДОСТАВКИ

Доставкой руды при очистной выемке принято называть транспортирование ее тем или иным способом от места отбойки до откаточных выработок.

Условия и способы доставки зависят в основном от применяемой системы разработки и угла падения рудного тела. Процесс доставки неразрывно связан с выпуском, вторичным дроблением и погрузкой руды.

В практике применяют следующие способы доставки:

Доставка под действием силы собственного веса. Отбитая руда перемещается до откаточного горизонта под действием силы собственного веса по очистному пространству, по настилам, рудоспускам, желобам, трубам, в вагонетках. Откидывать или отгрести вручную приходится обычно только незначительную часть руды.

Механизированная доставка. Вся отбитая руда или большая часть ее доставляется от забоя до откаточной выработки или до рудоспуска с затратой механической энергии. Если падение рудного тела крутое, то по рудоспуску руда перемещается до откаточной выработки под действием силы собственного веса.

Механизированная доставка осуществляется с применением различных машин и установок периодического действия — самоходных вагонов, погрузочно-доставочных машин, скреперных установок и непрерывного действия — конвейерных установок.

Наиболее распространена сейчас и применяется в самых разнообразных горногеологических условиях скреперная доставка.

Комбинированная доставка, представляющая собой сочетания названных выше способов.

В последние годы на отдельных рудниках успешно используют доставку отбитой руды до рудоспусков силой взрыва.

Руды с очень высоким содержанием ценных металлов (редких, благородных) для предотвращения потерь иногда доставляют в контейнерах.

Рассмотрим наиболее важные общие положения о доставке, которые будут необходимы для изучения систем разработки. Бо-

лее детальные сведения о различных способах доставки приводятся при описании систем разработки.

§ 2. ДОСТАВКА ПОД ДЕЙСТВИЕМ СИЛЫ СОБСТВЕННОГО ВЕСА

Минимальный угол наклона для передвижения руды под действием силы собственного веса составляет от 35—40 до 45—50° в зависимости от размера кусков, наличия в руде пылеобразных и липких частиц, от влажности руды и шероховатости поверхности, по которой происходит ее передвижение. Влажная руда, содержащая тонкоизмельченные или липкие частицы, по неровной шероховатой поверхности может перемещаться под действием силы собственного веса при угле наклона не меньше 50—60°. Сухая крепкая руда с равномерной кусковатостью, не содержащая пыли, по гладкой поверхности скатывается при угле 35—40°, а по стальным листам даже при угле 30°.

Доставка под действием силы собственного веса почти не требует затраты физического труда и происходит с минимальной затратой времени, поэтому при выборе системы разработки и ее конструктивных элементов всегда стремятся использовать этот способ доставки по возможности на протяжении всего пути движения руды от места ее отбойки до откаточного горизонта.

Руда под действием силы собственного веса может перемещаться самотеком непосредственно по очистному пространству, по настилам, рудоспускам, скатам, желобам, трубам или в откаточных сосудах по специально оборудованным для этой цели выработкам (например, по бремсбергу). Условия применения и детальная характеристика различных способов доставки под действием силы собственного веса будут приведены при описании систем разработки.

§ 3. МЕХАНИЗИРОВАННАЯ ДОСТАВКА

Скреперная доставка является наиболее распространенным способом механизированной доставки при подземной разработке рудных месторождений.

Простота устройства, небольшая стоимость скреперного оборудования и малые расходы на его ремонт, легкость перестановки (монтажа и демонтажа), надежность в работе, возможность применения при разнообразных горногеологических условиях и системах разработки, возможность совмещать выполнение работ по доставке и погрузке одним и тем же оборудованием — все это, вместе взятое, составляет очень большие достоинства скреперной доставки. Несмотря на появление все новых средств доставки — самоходных вагонеток, скребковых и пластинчатых конвейеров и др., область применения и роль

скреперной доставки при подземной разработке рудных месторождений за последние 15—20 лет не уменьшились.

Существует много различных схем скреперования, в чем мы убедимся дальше при рассмотрении систем разработки.

Важным условием скреперования, определяющим его производительность и трудоемкость перестановки оборудования, является траектория движения скрепера.

В зависимости от характера траектории можно выделить следующие основные схемы скреперования:

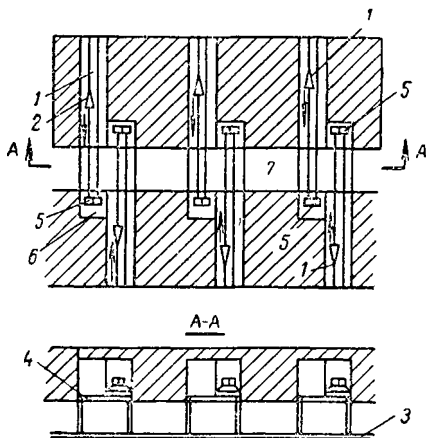


Рис. 64. Скреперование по одной постоянной прямой — скреперному орту в кровле откаточного горизонта: 1 — скреперный орт; 2 — скрепер; 3 — рельсовый путь; 4 — погрузочный полок; 5 — скреперная лебедка; 6 — камера для скреперной лебедки; 7 — откаточный штрек

1) по одной постоянной прямой (рис. 64);

2) по параллельным прямым (рис. 65);

3) по веерным прямым (рис. 66);

4) по переменным (криволинейным) траекториям.

Скреперование по 1-й и 2-й схемам производится обычно двухбарабанными скреперными лебедками, а по 3-й и 4-й схемам — двух- или трехбарабанными лебедками.

На рис. 64 представлена схема двустороннего прямолинейного скреперования по ортам, расположенным в кровле по обе стороны откаточного штрека. Руда из смежных ортов до-

ставляется одновременно двумя скреперными лебедками к откаточному штреку, где через общий погрузочный полк грузится в вагонетки.

Скреперование в направлении линии падения рудного тела по прямым, параллельным линии очистного забоя, показано на рис. 65. По мере продвижения линии забоя погрузочный люк 1 и расположенный против него направляющий блок 4 через каждые 4—6 м переносят вперед. Скреперную лебедку 2 устанавливают в камерах 5, сооружаемых через 20—30 м по штреку.

На рис. 66 приведены схемы скреперования по веерным прямым при камерно-столбовой системе разработки. По схеме, приведенной на рис. 66 а, скреперование производится двухбарабанной скреперной лебедкой. Для изменения траектории движения скрепера головной блок укрепляют около навала отбитой руды на канате.

По схеме 66,б скреперование в аналогичных условиях выполняется трехбарабанной лебедкой. Головной канат, навиваемый на средний барабан лебедки, подтягивает грузеный скрепер к месту разгрузки, а два хвостовых каната от крайних

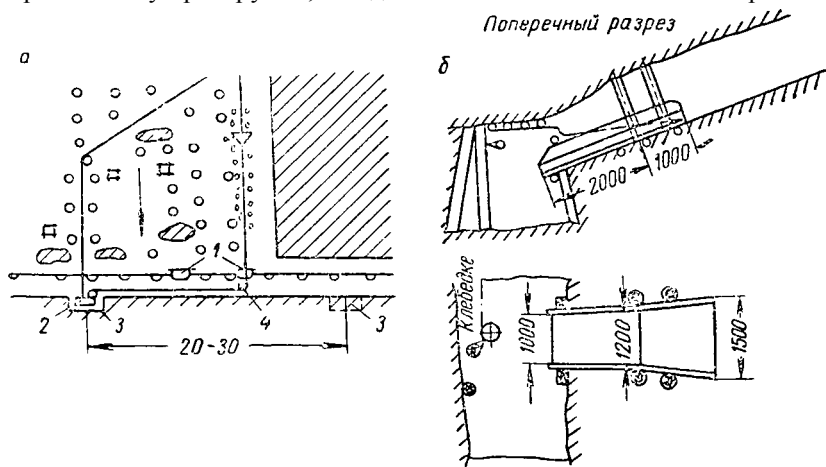


Рис. 65. Скреперование к погрузочному люку по параллельным прямым: а — скреперование к погрузочному люку, установленному в откаточном штреке; б — детали сопряжения штрека с погрузочным люком

барабанов лебедки передвигают скрепер поперек камеры. В результате скрепер движется от места загрузки до пункта разгрузки по любой (но в основном прямолинейной) траектории,

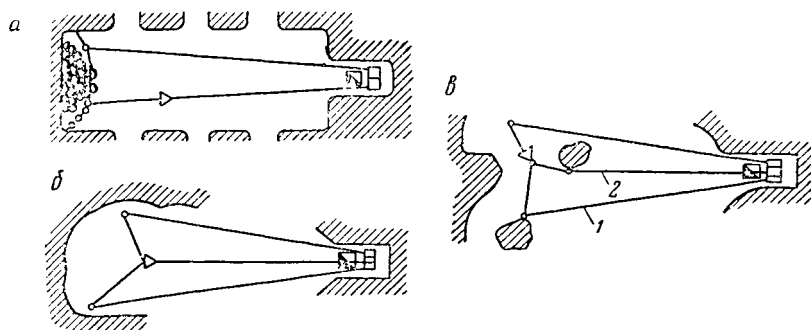


Рис. 66. Скреперование по верным прямым (камерно-столбовая система разработки)

вписываемой внутри контура треугольника, образованного двумя головными блоками и скреперной лебедкой.

На рис. 66, в показана схема скреперования руды трехбарабанной лебедкой из промежутков между целиками. Здесь гру-

зовым канатом в начале движения скрепера служит канат 1, а когда скрепер выйдет к месту, где на его пути к рудоспуску по прямой не мешает целик, грузовым становится канат 2. Подобным же образом можно скреперовать руду, находящуюся за другим целиком. Опирируя всеми тремя барабанами, можно

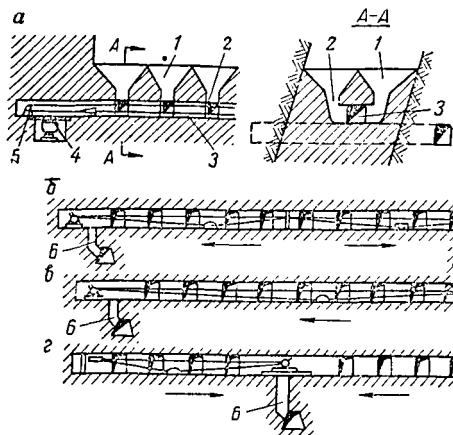


Рис. 67. Схема скреперования руды по

как угодно менять траекторию движения скрепера.

Скреперование под углом менее удобно и поэтому его обычно редко применяют только вынужденно. Поэтому описание и иллюстрации по этой схеме не приводим.

На рис. 67, а показана схема скреперования по скреперным штрекам (ортам) при разработке мощных рудных месторождений.

Отбитая (обрушенная) руда из рудоприемных воронок 1 поступает под действием силы собственного веса в рудоспуски 2 и на скреперный штрек (орт) 3, по которому транспортируется скреперной лебедкой 5 до откаточной выработки и через погрузочное окно 4 поступает в вагонетки. Скреперный штрек 3 располагают либо на уровне кровли откаточной выработки, либо на несколько метров (2—3 м) выше. В последнем случае штрек скреперования соединяют с откаточной выработкой рудоспуском (рис. 67, б, в, г).

В зависимости от длины выработки скреперования, необходимой интенсивности выпуска и доставки руды и ряда других причин руду скреперируют одновременно двумя скреперными установками (рис. 67, б) или одной скреперной установкой в рудоспуск б, расположенный в конце (рис. 67, в) или посередине (рис. 67, г) скреперной выработки. В последнем случае скреперование с одной и с другой стороны рудоспуска б ведут поочередно.

При расположении выработки скреперования непосредственно в кровле откаточных выработок вагонетки загружают скрепером через полок (рис. 68), состоящий из металлических конструкций, полк 2 имеет разгрузочное отверстие 3 размером 800 X 1200 мм. Скреперная лебедка 1 монтируется непосредственно на почве лебедочной камеры К. Для облегчения монтажа и демонтажа оборудования в кровле камеры укреплен моно-

рельс 5 грузоподъемного механизма. Для доступа людей в камеру устанавливается лестница 4.

Расположение горизонта скреперования в кровле откаточных выработок и отсутствие погрузочных люков позволяют загружать скрепером в вагонетки крупные куски руды (до 800 мм), благодаря чему сокращается объем вторичного дробления в скреперной выработке, уменьшаются простои и резко

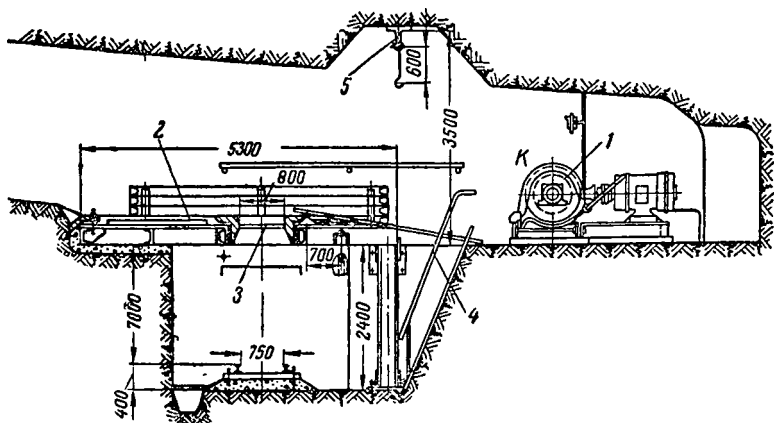


Рис. 68. Скреперование с погрузкой руды в вагонетки через полок

повышается производительность скреперной установки. Крупные куски дробят у ствола шахты в подземных дробильных установках. Недостатком такого расположения горизонта скреперования является некоторое увеличение продолжительности простоев составов вагонеток под погрузкой ввиду недостаточного запаса готовой (у полка) к погрузке руды. Однако с увеличением емкости скреперов достоинства непосредственной погрузки вагонеток особенно существенны, и в последние годы описываемая схема доставки получила широкое распространение на крупных отечественных и зарубежных рудниках.

Способ выпуска руды с доставкой по горизонту скреперования имеет много преимуществ по сравнению с выпуском через камеры вторичного дробления:

более безопасен для рабочих, занятых на выпуске руды;

позволяет уменьшить толщину днища при расположении штрека скреперования в кровле откаточной выработки и тем самым сократить потери руды в целиках;

требует меньшего объема подготовительных работ благодаря отсутствию камер дробления и рудоспусков, выходящих из каждой камеры на откаточный горизонт.

Существенным недостатком выпуска на горизонт скреперования является трудность контроля количества руды, выпущенной из каждой дучки, что особенно важно при системах с массовым обрушением.

Разнообразные конструктивные схемы выработок горизонта скреперования и организация работ по доставке и вторичному дроблению будут рассмотрены в разделе систем разработки.

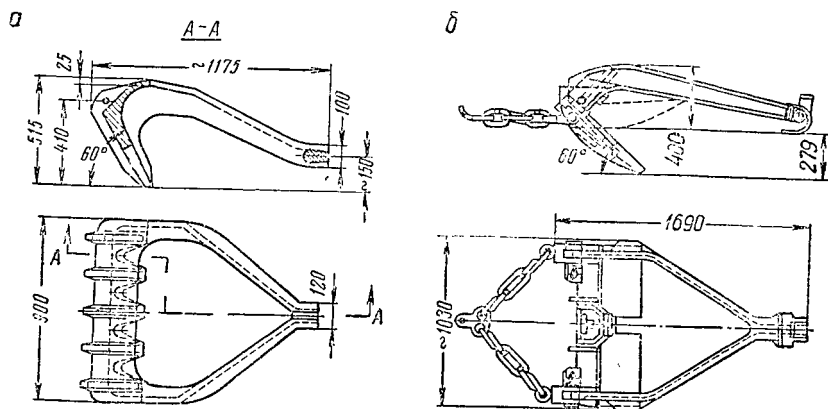


Рис. 69. Литые скреперы из марганцевистой стали

Скреперы применяют различных форм: гребковые (односторонние и двусторонние) — для доставки тяжелых, крепких руд и пород; ящичные — для мягких, мелкокусковых руд и пород; гребково-ящичные — для различных руд и пород. В последние годы особенно широкое распространение получили литые скреперы из марганцевистой стали (рис. 69), которые весьма прочны, износоустойчивы и хорошо зачерпывают руду. Емкость скреперов изменяется в широких пределах — от 0,1 до 1,2 м³. Наиболее распространены скреперы емкостью 0,2—0,6 м³.

По утвержденному типу в нашей стране изготавливают унифицированные скреперные лебедки с двигателями мощностью от 10 до 100 квт; организуется также централизованное производство типовых скреперов и скреперных блоков. К скреперным лебедкам разрабатывается типовая аппаратура для дистанционного и автоматического управления.

Характеристика и область применения типового скреперного оборудования приведены в табл. 15.

Производительность скреперной установки зависит от ее конструктивных параметров, физико-механических свойств руды, длины и угла наклона скреперной дорожки, продолжительности работы установки, обусловливаемой организацией работ и длительностью операций вторичного дробления.

Область применения и характеристика типового скреперного оборудования

Условия скреперования (область применения)	Скрепер		Лебедка		Канат				Блок (холостой)		
	Средний насыпной вес горной массы, т/м ³	ем- кость, м ³	типоразмер	мощ- ность двигате- ля, квт	типоразмер	диаметр кана- та, мм		канатосмосьть барабана, м		диа- метр, м	типоразмер
						рабо- чего	холос- того	рабо- чего	холос- того		
При проведении горизон- тальных и наклонных вы- работок	1,75	0,25	СГ-0,25Л	10	10ЛС-2С	9,9	9,9	60	60	200	3БС-200
	2,5	0,16	СГ-0,16Г			11,5	11,5	45	45		
	1,75	0,25	СЯ-0,25Т			12,5	12,5	42	42		
			СГ-0,40Л	17	17ЛС-2С	12,5	12,5	80	80	200	3БС-200
	1,75	0,4	СЯ-0,40Л			14,0	14,0	60	60	250	5БС-250
	2,5	0,25	СГ-0,25Т								
Доставка руды по сло- вым выработкам (прямое и косое скреперование)	1,75	0,6	СГ-0,60Л	30	30ЛС-2С	14,0	12,5	120	150	200	3БС-200
	2,5	0,4	СГ-0,40Т		30ЛС-2П	15,0	14,0	95	120	250	3БС-250
			СГ-1,00Л	55	55ЛС-2С	17,5	15,0	135	180	250	3БС-250
	1,75	1,0	СЯ-1,00Л		55ЛС-2П	19,0	16,5	105	145	320	8БС-320
	2,5	0,6	СГ-0,60Т			20,0	17,5	105	135	320	8БС-320
			СЯ-0,60Т								
Доставка руды в камерах	1,75	1,6	СГ-1,60Л	100	100ЛС-2С	22,5	20,0	155	195	320	8БС-320
	2,5	1,0	СГ-1,00Т		100ЛС-2П	25,0	21,5	120	155	400	15БС-400
			СГ-1,00Л	55	55ЛС-3С	17,5	15,0	135	180	250	5БС-250
	1,75	1,0	СЯ-1,00Л			19,0	16,5	105	145	320	8БС-320
	2,5	0,6	СГ-0,60Т			20,0	17,5	105	135	320	8БС-320
			СЯ-0,60Т								
		СГ-1,60Л	100	100ЛС-3С	22,5	20,0	155	195	320	8БС-320	
		СГ-1,00Т			25,0	21,5	120	155	400	15БС-400	

Примечание. СГ — скрепер гребековый; СЯ — скрепер ящичный, индекс Л — легкого типа; индекс Т — тяжелого типа.

Расстояние доставки скреперами обычно не выходит за пределы 10—15—40—50 м, редко достигает 70—80 м. С увеличением расстояния производительность скреперной доставки резко снижается, что наглядно иллюстрируется графиком на рис. 70.

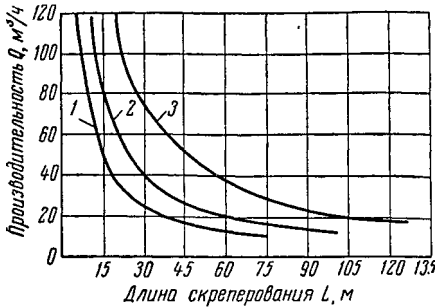


Рис. 70. График влияния длины скреперования (L) на производительность (Q):

1 — скрепер емкостью 0,4 м', мощность лебедки 17 квт; 2 — скрепер емкостью 0,6 м', мощность лебедки 30 квт; 3 — скрепер емкостью 1 м', мощность лебедки 55 квт

Влияние угла наклона скреперной дорожки на производительность скреперной доставки (рис. 71).

В большей степени на производительность доставки влияет выход негабарита, так как во время операций, связанных со вторичным дроблением и ликвидацией завесаний в дучках, скреперные установки простаивают.

Данные о производительности доставки на горизон-

те скреперования некоторых отечественных и зарубежных рудников приведены в табл. 16.

Доставка руды конвейерами применяется при разработке пологопадающих месторождений и реже крутопадающих. Впервые примененные в горнорудной промышленности качающиеся конвейеры наряду с простотой и небольшой стоимостью оказались малопродуктивными; на перестановку их требуется много времени, решетки (желоба) их быстро изнашиваются. Поэтому в настоящее время такие конвейеры применяются очень редко.

Ленточные конвейеры бывают с лентами из хлопчатобумажных прокладок, покрытых резиной, или со стальными лентами. Резиновые ленты изготовляют длиной 50, 100 и 150 м и шириной около 700 мм. Разновидностью ленточных конвейеров являются применяемые в зарубежной практике для транспортирования на большие расстояния канатно-ленточные

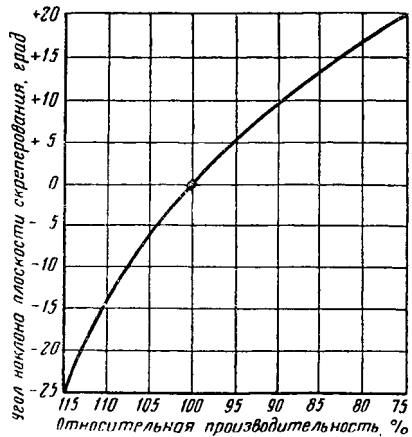


Рис. 71. График влияния угла наклона скреперной дорожки на производительность скреперной установки

Производительность доставки на горизонте скреперования

Рудники	Мощность скреперной ленточки, кВт	Емкость скрепера, м ³	Производительность, т/смену	Размер кондиционного куска, мм	Размеры выработок скреперования		Длина скреперования, м
					ширина, м	высота, м	
<i>Отечественные</i>							
Им. Кирова	75	1,0	250—340	600	2,2	2,7	26—30
Им. Губкина ¹	55	0,5	320—600	800	2,7	2,5	21
Норильского комбината	45	0,3	90—110	400	2,0	2,0	40
Молибден ¹	55—75	0,55—0,9	230—500	600	2,7	2,4	25
<i>Зарубежные</i>							
Клаймакс ¹	112	1,7	350—400	1100	2,1	2,9	50—60
Крейтон	93	1,7	300	1200	—	—	—
Элен ¹	93	1,7	300	700	2,1	2,8	30—40
Керр-Эллисон	45	1,3	250	750	1,9	2,7	50

¹ Применяется непосредственная погрузка в вагонетки скрепером.

конвейеры, у которых тяговые усилия воспринимают расположенные вдоль ленты стальные канаты.

Для ленточных конвейеров необходимы выработки высотой не менее 0,9 м и с наклоном не более 18—20°.

На отечественных предприятиях ленточные конвейеры находят применение при подземной разработке россыпных месторождений золота, на марганцевых рудниках и для доставки складочного материала. Чаше ленточные конвейеры используют для транспорта руды после измельчения ее в подземных дробильных установках.

Пластинчатые конвейеры тяжелее, дороже и сложнее в эксплуатации, чем ленточные, но более прочны.

Несущее полотно их состоит из металлических пластин, прикрепленных к тяговым цепям.

Конвейер КПР конструкции Гипрорудмаша, предназначенный для работы под завалом руды, имеет малую скорость полотна 0,2 м/сек и производительность до 600 т/ч.

Прошли промышленные испытания в Никопольском марганцевом бассейне пластинчатые забойные конвейеры оригинальной конструкции. Отличительной особенностью этих конвейеров является способность изгибаться в вертикальной и горизонтальной плоскостях и перемещаться на колесах по направляющим.

По мере продвижения забоя (рис. 72) пластинчатый конвейер 1 перемещается вслед за погрузочной машиной 3 по направляющим, уложенным на почве забоя и закрепленным на сек-

циях ленточного конвейера 2. Когда заходка отработана, пластинчатый конвейер выкатывается на ленточный и начинается нарезка новой заходки.

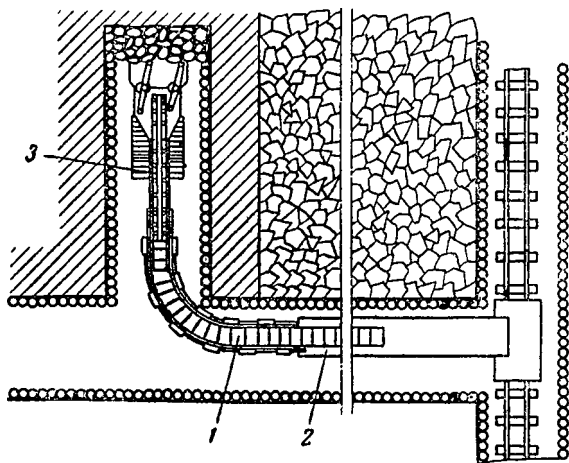


Рис. 72. Изгибающийся пластинчатый конвейер

Скребокковые конвейеры, у которых перемещение материала по желобу осуществляется скребками, прикрепленными к тяговому элементу из одной или двух цепей, из-за сильного износа желоба, скребков и других деталей при разработке рудных месторождений применяются очень редко.

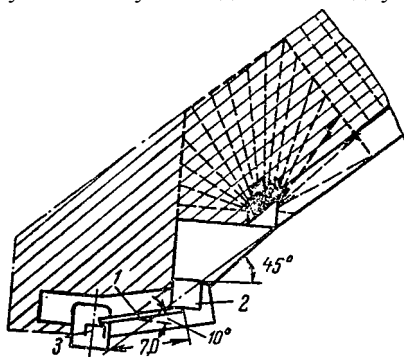


Рис. 73. Схема размещения в очистном блоке виброустановки ВВР-1М

В последнее время большое внимание привлекают вибрационные конвейеры и установки для доставки и погрузки руды.

В этих установках желобу сообщают колебания вибратором, и материал под действием колебаний дна желоба, направленных под углом 20—45° к горизонтальной плоскости, отрывается от дна и перемещается по параболической траектории. Благодаря тому, что материал движется во взвешенном состоянии, износ желоба весьма незначителен. Желоб укрепляется на металлических, резино-металлических или цельнорезиновых опорах (пружинах, рессорах). Вибрационные конвейеры отли-

чаются простотой конструкции, отсутствием вращающихся и трущихся деталей, что гарантирует их длительную безотказную эксплуатацию.

На рис. 73 показана схема размещения в очистном блоке Миргалимсайского рудника виброустановки ВВР-1М конструкции ИГД им. А. А. Скочинского. В пределах очистного пространства руда доставляется силой взрыва, а затем через дучки 2 поступает на желоб установки 1, которая грузит ее в вагонетки 3. Негабариты дробят взрывом на желобе. С помощью установки можно загрузить пятитонную вагонетку за 1 мин и достичь производительности до 400 т/ч.

§ 4. САМОХОДНЫЕ МАШИНЫ ДЛЯ ПОГРУЗКИ И ДОСТАВКИ РУДЫ

В последние годы при подземной разработке рудных месторождений получают все большее распространение как за рубежом, так и в СССР самоходные вагонетки в сочетании с погрузочными машинами или экскаваторами. Начинают осваиваться также комбинированные машины, совмещающие выполнение операций погрузки и доставки руды, а также машины, выполняющие операции погрузки и бурения шпуров.

В зарубежной и отечественной практике известно много погрузочных машин различных типоразмеров; классификация их показана на рис. 74.

В горнорудной промышленности наиболее распространены погрузочные машины периодического действия с ковшовым рабочим органом 1 и непрерывного действия с рабочим органом типа парных загребающих лап 3 или барабанно-лопастного органа 2.

Ковшовые машины являются основным средством механизации погрузки при проведении горизонтальных и слабо наклонных горных выработок; реже их используют в очистных забоях. Емкость ковшей колеблется в пределах 0,11—0,25 м³ и редко достигает 0,5—1,0 м³.

Наиболее распространены в очистных забоях самоходные машины, рабочий орган которых представляет собой наклонную платформу с двумя лапами, нагребающими горную породу на конвейер.

Характеристика основных типов погрузочных машин непрерывного действия с загребающими лапами для подземной погрузки породы и руд приведена в табл. 17.

Машина ПНБ-3м конструкции Гипроуглемаша (рис. 75) может грузить крепкие руды с размером кусков до 600 мм.

Машина ПНР-1 института Гипроникель создана для особо тяжелых условий погрузки руды и скальных горных пород с размером кусков до 700 мм. Машина ПМУ-2 конструкции Гипроуг-

лемаша служит для проведения уклонов или шахтных стволов с Уклоном до 25° ; она спускается в выработки на канате.

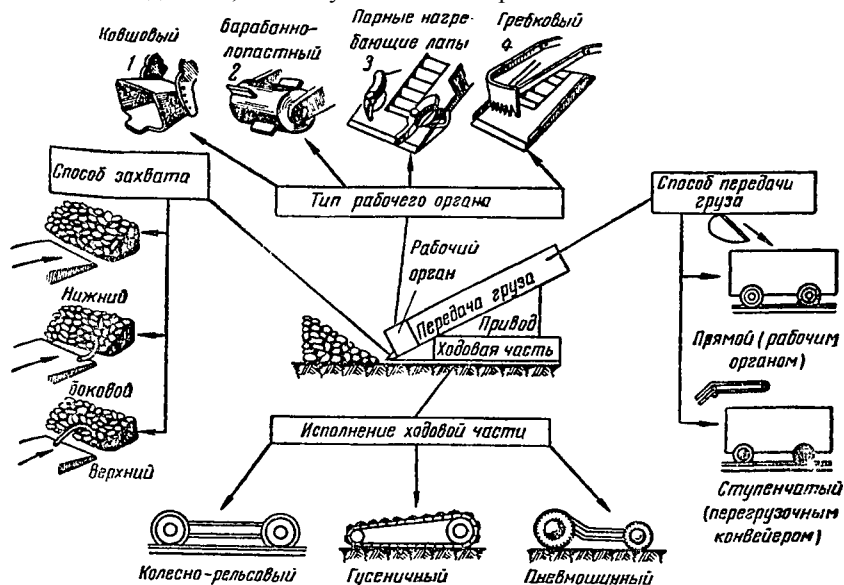


Рис. 74. Классификация погрузочных машин

Машина МГЛ-4 конструкции Гипрорудмаша предназначена для погрузки породы и руды при проведении горизонтальных и наклонных (до 10°) выработок, а также в очистных забоях шахт треста Чиатурмарганец.

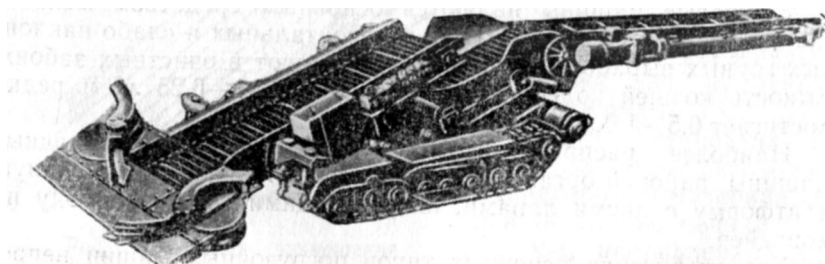


Рис. 75. Погрузочная машина ПНБ-3 с загребающими лапами

Машина фирмы «Джой» 18НР-2 хорошо себя зарекомендовала в рудниках США, Швеции, Франции, СССР и других странах. Средняя сменная производительность машины, обслуживаемой самоходной вагонеткой, составляла от 400 до 800 т.

Основные технические данные погрузочных машин с загребующими лапами

Показатели	Отечественные машины				Зарубежные машины	
	ПМУ-2	МГЛ-4	ПНБ-3м	ПНР-1	Фирма «Джой» (США)	
					18НР-1	18НР-2
Производительность (расчетная), м ³ /ч	60	80	180	200	150	250
Способ передвижения	Рельсовый ход	Гусеничный ход, рельсовый	Гусеничный ход		Гусеничный ход	
Фронт погрузки, м	4,2	1,1	2,0	2,4	2,0	2,0
Габариты, мм:						
длина	7230	6955	8120	9080	7730	8100
ширина	1800—1250	1100	1950	2400	1930	1990
высота	1700	1380	1750	2150	1680	1820
Вес машины, т	11,3	5,5	17	27	13,0	16,3
Число конвейеров	2	2	2	2	1	1
Тип конвейеров:						
приемного	Пластинчатый	Ленточный	Пластинчатый	Пластинчатый	Скребок	Скребок
хвостового	То же	То же	То же	То же	То же	То же

В последние годы на подземных работах начинают применять также экскаваторы с ковшом емкостью от 0,5 до 2 м³.

Область применения обычных экскаваторов в подземных условиях ограничена, так как они могут работать только в камерах большой высоты и ширины. Поэтому для подземных условий создают специальные экскаваторы. Иногда видоизменяют конструкцию обычных экскаваторов, переделывая и приспособляя их рабочее оборудование и ходовую часть для подземных условий. Кроме того, они должны захватывать негабаритные куски и зачищать почву забоя. Последнее лучше всего выполняется телескопическим оборудованием с ковшом совковой формы; такой ковш позволяет также убирать крупные глыбы для последующего вторичного дробления. Для экскаваторов с прямой лопатой необходима высота выработки не менее 4,5—5 м, а телескопическое оборудование позволяет уменьшить требуемую высоту выработки до 3,2 м.

Под землей работают одноковшовые экскаваторы с прямой лопатой (ЭП-1, Л-67) и с телескопической стрелой, оборудованной ковшом совкового типа (Тью-Лорейн ТЛ-25).

Техническая характеристика подземных экскаваторов приведена в табл. 18.

Таблица 18

Основные технические данные подземных экскаваторов

Показатели	Марка экскаватора		
	ЭП-1	ЭПГ-1	(Швеция)
	Емкость ковша, $м^3$	1,0	1,0
Габариты экскаватора, $м$:			
высота по главному блоку при угле наклона стрелы 45°	5,7	—	5,0
высота кузова	3,3	2,3	2,1
ширина	3,0	2,1	2,86
Мощность электропривода, $квт$	55	68	43
Вес, $т$	32	25	28,6

Экскаватор ЭП-1, изготавливаемый Костромским заводом, предназначен для работы в подземных горных выработках сечением около $40 м^2$ и шириной не менее $5,5 м$. Это полноповоротная машина на гусеничном ходу со сменным рабочим оборудованием (прямая, совковая и обратная лопаты).

Днепропетровским проектно-конструкторским и технологическим институтом создан малогабаритный самоходный (гусеничный) экскаватор ЭПГ-1 с ковшом емкостью $1 м^3$ для погрузки руды в очистных камерах. Расчетная производительность его $135 м^3/ч$.

Экскаватор шведской фирмы «Ландсверк» L-67 с дизельным или электрическим приводом оборудуется прямой лопатой с ковшом емкостью $0,65—0,75 м^3$ для крепких пород и с ковшом $0,9 м^3$ для мягких и средней крепости пород. На Джезказганском медном руднике такой экскаватор грузил в электросамосвалы ТКАС-5 руду кусками средних размеров $400 мм$ и убирал негабариты с линейным размером до $1 м$.

Средняя сменная производительность экскаваторов под землей колеблется от 250 до $700—800 т$.

Погрузочные машины и экскаваторы в очистных забоях используют в сочетании с транспортными средствами — самоходными вагонетками, автосамосвалами и электросамосвалами.

Кузов самоходных вагонеток (рис. 76) монтируется на колесном ходу с пневматическими или литыми резиновыми шипами и в редких случаях, для мягкой обводненной почвы, устанавливается на шасси гусеничного хода. В днище кузова имеется скребковый конвейер, который служит для равномерного заполнения и быстрой разгрузки кузова ($50—60 сек$). Конвейер приводится в действие отдельным двигателем. Продольные стенки кузова сделаны из стального листа; у некоторых типов вагонет-

ток высоту бортов можно наращивать, что позволяет в зависимости от веса транспортируемого материала изменять емкость кузова и полнее использовать мощность привода. За рубежом отдельные типы самоходных вагонеток выпускают с опрокидным кузовом, разгружающимся за несколько секунд.

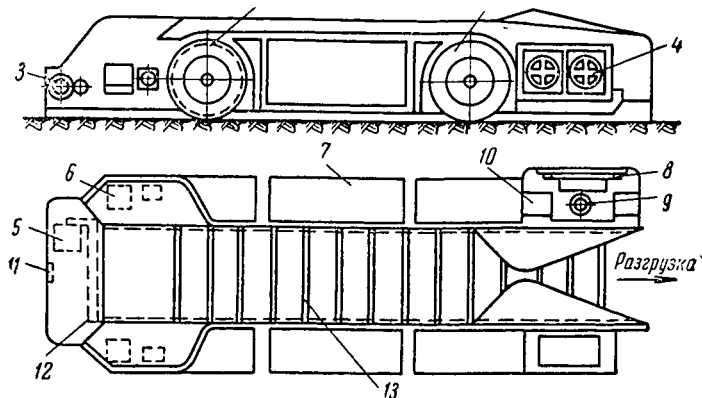


Рис. 76. Самоходная «челночная» вагонетка:

1 — ведущее колесо; 2 — ведомое колесо; 3 — цепная передача; 4 — выключатели; 5 — двигатель разгрузочного конвейера; 6 — тяговый двигатель; 7 — аккумуляторная батарея; 8 — пулы управления; 9 — рулевое управление; 10 — сиденье водителя; 11 — светильник; 12 — приводной вал конвейера; 13 — звено конвейера

По роду питания энергией различают: вагонетки с электрическим приводом с питанием от аккумуляторных батарей, гибкого кабеля и контактного провода и вагонетки с дизельмоторами и дизельэлектроагрегатами. Реже применяются вагонетки с комбинированным питанием электроэнергией: троллейно-аккумуляторные и троллейно-кабельные.

Аккумуляторные и кабельные вагонетки применяют при расстоянии доставки от 100 до 300 м; их производительность достигает 300—450 *т/смену*. Троллейно-кабельные вагонетки и вагонетки с дизельным приводом используют при транспортировании на более дальние расстояния.

Для крупнокусковой тяжелой и абразивной руды применяют дизельные автосамосвалы и тягачи с прицепами. Дизельные самосвалы для подземных работ по конструкции мало отличаются от автомашин, работающих на поверхности. Основное отличие их заключается в конструкции двигателей, обеспечивающих более полное сгорание топлива с минимальным содержанием вредных для здоровья человека компонентов в выхлопных газах. Кроме того, они снабжаются газоочистительными устройствами.

Характеристика изготовленных в нашей стране опытных партий самоходных вагонеток приведена в табл. 19.

Таблица 19

Характеристика самоходных вагонеток отечественного производства

Показатели	Тип вагонеток		
	ВСД-10	ВС-15	ВС-20
	12	13	20
	7,2	8,3	10
Скорость передвижения, км/ч:			
на горизонтальном пути с грузом	4,5	8	7,3
без груза	5,5	10	
Максимальный преодолеваемый подъем, град.	20	10	10
Тип привода	Электрический	Дизельэлектрический	Электрический
Емкость кабельного барабана, м	200		160
Габариты, мм:			
длина	7730	8000	8000
ширина	2452	2500	2500
высота	1475	1700	2000
Вес вагонетки, т	11,5	15,4	14,5

Из числа комбинированных погрузочно-доставочных машин, в которых совмещены операции погрузки и доставки, в практике получили распространение и заслуживают особого внимания машины с ковшом, загружающим материал в бункер или на аккумулирующий конвейер, и машины, зачерпывающие материал ковшом и перевозящие его от забоя к месту назначения в самом ковше.

На рис. 77 показана машина Т4-Г фирмы «Атлас-Копко» (Швеция), которая ковшом емкостью $0,3 \text{ м}^3$ загружает руду в кузов емкостью $1,65 \text{ м}^3$ и перевозит на расстояние до 50 м , развивая при этом производительность около 35 т/ч . Машина имеет пневматический привод, снабжаемый сжатым воздухом по гибкому шлангу. В Советском Союзе созданы погрузочно-доставочные машины 1ПДН-2 и ПДВ-2. У машины ПДВ-2 (рис. 78) погрузочный орган выполнен в виде гребка. На конвейере помещается $1,0 \text{ м}^3$ руды.

Машина ПДН-2 по конструкции сходна с машиной Т4-Г.

В табл. 20 приведена характеристика погрузочно-доставочных машин.

Наиболее благоприятны условия для самоходного оборудования при разработке пологих рудных месторождений, когда машины могут свободно перемещаться из одного забоя в другой. Однако известны примеры успешного использования таких ма-

шин и при разработке наклонных и крутопадающих рудных залежей.

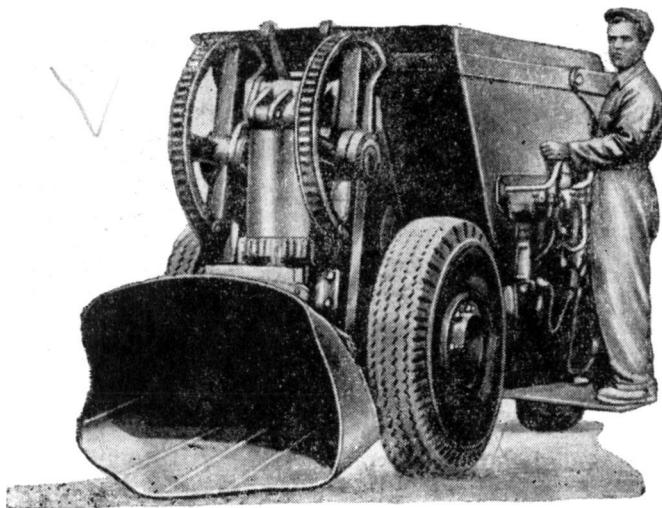


Рис. 77. Погрузочно-доставочная машина Т4-Г фирмы «Атлас-Копко» (Швеция)

Таблица 20

Техническая характеристика погрузочно-доставочных машин

Показатели	Отечественные машины		Зарубежные машины	
	1ПДН-2	ПДВ-2	Т2-С	Т4-Г
Емкость ковша, м ³	0,3	—	0,12	0,3
Емкость кузова, м ³	1,8	—	0,7	1,65
Емкость аккумулирующего конвейера, м ³	—	1,0	—	—
Тип привода	Пневматический		Пневматический	
Тип ходовой части	Пневмошинный		Пневмошинный	
Скорость передвижения, км/ч	5	5	4,4	4,4
Минимальный радиус поворота, м	4	2	1,45	4,0
Габариты, мм:				
длина с опущенным ковшом и кузовом	4200	3100	3300	4370
ширина с подножкой в рабочем положении	2370	1280	2060	2540
высота в транспортном положении	1880	1450	1350	1680
Вес, т	4,5	3,75	2,1	4,0

Характерная схема размещения самоходных машин в очистных забоях при разработке пологопадающего Джекказганского медного месторождения представлена на рис. 79.

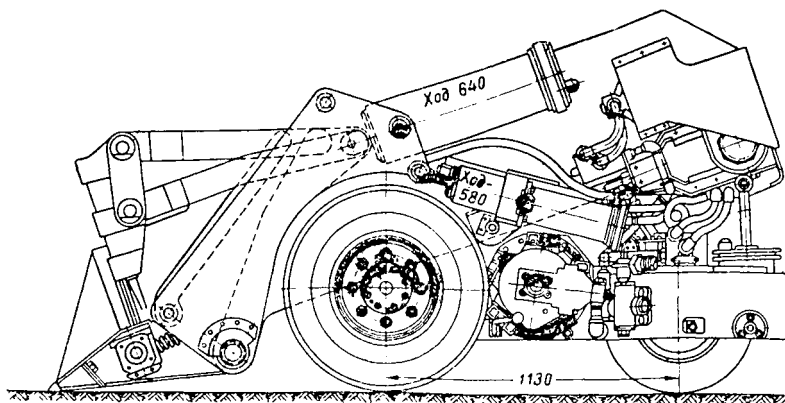


Рис. 78. Погрузочно-доставочная машина ПДВ-2

Погрузочные машины и самоходные вагонетки работают в сочетании с буровыми каретками, самоходными каретками для осмотра кровли и бульдозерами, которые сгребают разбросанные при взрыве куски руды, расчищают и разравнивают почву камер.

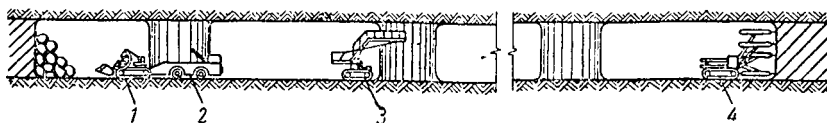


Рис. 79. Схема размещения самоходных машин на Джекказганском руднике:

1 — погрузочная машина; 2 — самоходная «челючная» вагонетка; 3 — платформа для осмотра кровли; 4 — буровая каретка

Схемы использования самоходного оборудования при разработке крутопадающих рудных тел показаны на рис. 80.

Погрузочные машины применяют также для погрузки руды, выпущенной из рудоспусков на почву откаточной выработки (штрека, орта). Системы разработки с таким видом погрузки и применяемые машины будут рассмотрены ниже.

При подземной разработке рудных месторождений в отечественной и зарубежной практике применяют безрельсовый транспорт.

Рассмотрим некоторые его схемы:

самоходные вагонетки доставляют руду от погрузочной ма-

шины в забое до рудоспуска или штрека, по которому транспортирование осуществляется в вагонетках или конвейерами;

из забоев до ствола шахты руду доставляют только самоходными вагонетками или самосвалами;

самоходные машины транспортируют руду из забоев непосредственно на поверхность;

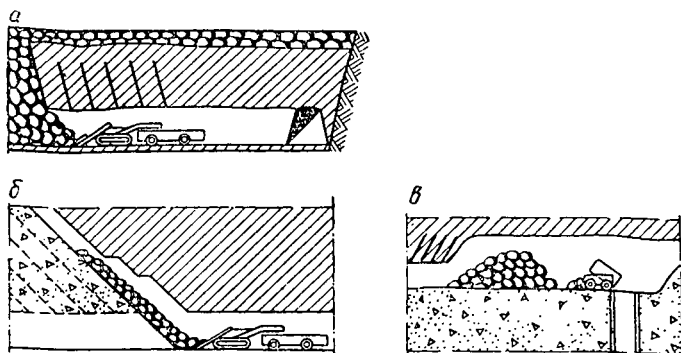


Рис. 80. Схема работы самоходного оборудования при разработке крутопадающих рудных тел

от забоев до откаточных выработок или рудоспуска руду доставляют скрепером или конвейерами, а далее откатывают самоходными машинами.

§ 5. РУЧНАЯ ДОСТАВКА

Ручная доставка малопродуктивна, требует большой затраты труда, поэтому применение ее является очень ограниченным.

К перелопачиванию и отгребке руды и породы прибегают только в исключительных случаях — в тесных призабойных пространствах, при очень небольшом расстоянии перемещения и малой производительности очистного забоя, когда механизированные средства использовать невозможно.

Перелопачивание, как вспомогательное средство, может оказаться необходимым для уборки руды с уступов к основанию очистного забоя, зачистки от руды мест, не доступных для скрепера или погрузочной машины.

Иногда при наклонном падении рудного тела ($25-40^\circ$) доставку осуществляют по желобам. Сухая средней кусковатости руда может передвигаться по железному настилу в рудоспуске, имеющем угол наклона $25-30^\circ$, но с помощью гребка или лопаты.

При угле падения 25—35° боковые стенки рудоспуска обшиваются внутри досками на высоту 400—500 мм, а дно устилают стальными листами толщиной 3—5 мм. Если необходима частая переноска рудоспусков, то удобнее полуцилиндрические желоба из звеньев длиной 1,8—2,0 м. Звенья вкладывают один в другой внахлестку по пути движения руды и соединяют крючками и серьгами или уголками.

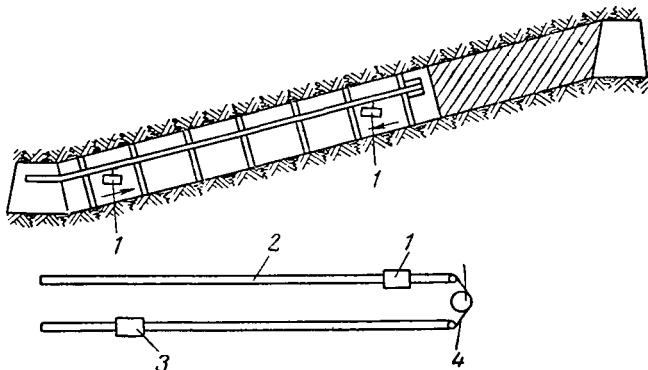


Рис. 81. Схема доставки руды в вагонетке по монорельсу

Известны единичные примеры доставки в желобах, подвешенных на цепях или канатах и раскачиваемых (толчкообразно) вручную.

На маломощных пологопадающих месторождениях для доставки руды в отдельных случаях применяют подвесные монорельсовые вагонетки. Вагонетки перемещаются по монорельсу под действием силы собственного веса или специальным двигателем. Обычная схема доставки руды в подвесной вагонетке показана на рис. 81. Нагруженная рудой вагонетка 1 движется вниз по монорельсу 2, а порожняя вагонетка 3, соединенная с нею канатом 4, пропущенным через систему блоков и тормозное устройство 5, движется в это время вверх.

§ 6. УСТРОЙСТВО ПОГРУЗОЧНЫХ ЛЮКОВ

Руду на откаточных выработках погружают в вагонетки обычно с помощью люковых устройств. Через люки на отечественных рудниках загружается около 80% всей подземной добычи руды.

На выбор конструкции люка оказывают влияние следующие основные факторы: количество руды, которое должно быть пропущено через люк, и необходимый срок службы люка; гранулометрический состав погружаемой руды; емкость и размер кузо-

ва вагонетки; размеры откаточной выработки и способ ее крепления.

Погрузочные люки должны удовлетворять следующим основным требованиям.

Прочность, простота и взаимозаменяемость главных частей люка, обеспечивающая при небольшой стоимости их заготовки, легкость сооружения люка, возможность замены изнашивающихся в работе частей и повторного их использования. Последнее особенно важно в том случае, когда погрузочные люки приходится часто переносить.

Надежность люкового затвора в работе — быстрое, хорошо регулируемое истечение потока руды и быстрое его прекращение при закрытии затвора; затвор не должен открываться самопроизвольно, не должен допускать просыпания руды при закрытом положении. Последнее особенно важно для безопасности людей, передвигающихся по откаточным путям.

Возможность механизации управления затвором, простота, удобство и безопасность его обслуживания.

Равномерное заполнение вагонетки без ручной разгребки руды и без просыпания ее мимо кузова. Это достигается путем выбора соответствующих размеров люка и правильного взаимного положения люка и вагонетки в момент погрузки.

Применение люков, не отвечающих указанным требованиям, может снизить скорость погрузки и производительность рудничного транспорта, вызывать рост расходов по ремонту люка, привести к травматизму людей. Засорение откаточных путей при погрузке не только приводит к заметным расходам на их очистку, но, что еще более важно, нарушает нормальную работу рудничного транспорта и снижает его производительность.

Обычно люк (люковое устройство) состоит из следующих основных частей (рис. 82): днища 1, люкового затвора 2, бортов 5, лобовины 4, рамы 5. Люковые затворы приводят в действие вручную или механическими (пневматическими) приводами 6.

Люки изготовляют из дерева, стали, железобетона и бетона. По конструкции их можно разделить на рамные (станковые) и безрамные (подвесные); без погрузочной платформы и с погрузочной платформой. По устройству люкового затвора можно

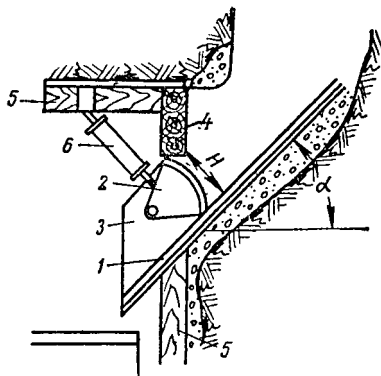


Рис. 82. Схемы элементов люкового устройства

выделить шесть основных типов люков: без затвора (в том числе лотковые); с деревянными или металлическими задвижками; с секторным затвором; с пальцевым затвором; с цепным затвором; с комбинированным затвором.

Затворы приводятся в действие вручную или пневматическим цилиндром с односторонним или двусторонним штоком. Механизированное управление имеют все большие люки высокой производительности.

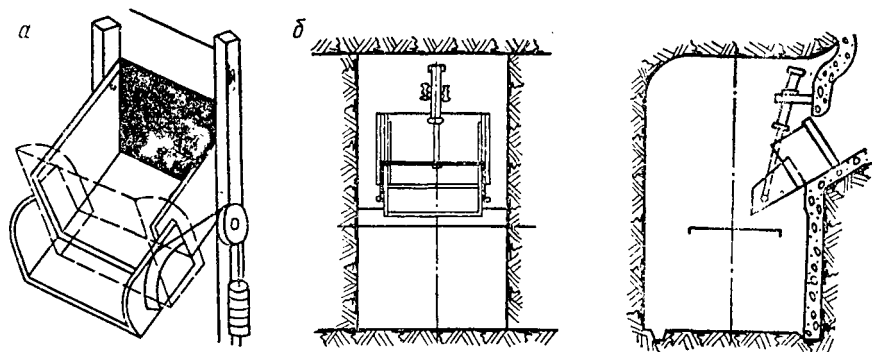


Рис. 83. Люк с подвесным лотком:

а — схема действия лотка; б — подвесной лоток с пневмоприводом

Производительность люков разных конструкций и размеров по количеству руды, которое можно выпустить из люка за рабочую смену при непрерывной работе, изменяется в очень широких пределах — от 80—100 до 1500—2000 т и даже до 3000—5000 т.

Рассмотрим наиболее распространенные в практике конструкции люков и условия их применения.

Люки без затвора. Простейшим из люков этого типа является так называемый «китайский люк». Описание устройства этого люка будет приведено ниже, при рассмотрении системы разработки с магазинированием руды.

К этому типу можно отнести люки, в которых затвор заменяется подвесным лотком (рис. 83), опускаемым вниз во время погрузки и поднимаемым после погрузки в положение, показанное пунктиром. Этот тип люков применяют главным образом для мелкой руды и при относительно небольшой производительности выпуска.

Люки с поперечными задвижками имеют распространение при разработке маломощных жил в тех случаях, когда через каждый люк требуется пропустить небольшое количество и притом сравнительно не крупной руды, а число люков велико.

Затвор в люках такого типа может состоять из одной или нескольких поперечных досок, удерживаемых железными стержнями

•ми (рис. 84) или досками, вкладываемыми в пазы боковых стенок люка. Верхние доски закрывают выпускное отверстие лишь наполовину; их выдвигают или приподнимают только тогда, когда в люк попадают крупные куски руды, обычно же для погрузки отодвигают только нижнюю задвижку. Такие затворы работают хорошо, если в руде отсутствуют крупные куски.

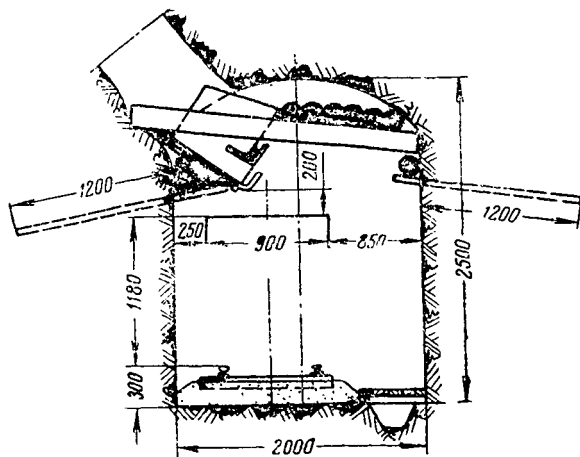


Рис. 84. Люк с дощатыми задвижками (рудник Хрустальный)

Люки с секторным затвором относятся к наиболее распространенным в практике.

По условиям применения они почти универсальны: пригодны для руды крупностью от 100—200 до 500 мм, при большой и малой производительности выпуска, при большегрузных и меньших вагонетках. Достоинства люков с секторными затворами: сравнительная простота устройства, легкая заменяемость основных частей, свободное и быстро регулируемое истечение потока руды, интенсивность погрузки, безопасность для люкового, минимальное просыпание руды.

Секторные затворы могут быть односекторными и двухсекторными.

На рис. 85 показан односекторный люковой затвор.

Сектор и боковины затвора изготавливаются из листовой стали толщиной 5—8 мм. При радиусе кривизны сектора в среднем 300—400 мм и открытом его положении высота выпускного отверстия люка равняется 250—350 мм. Поверхность сектора составляет в среднем одну шестую поверхности цилиндра. Сектор и боковины склепываются. Более эффективны затворы, у которых поток руды пересекают сектор, открывающийся снизу вверх.

Двухсекторный затвор представлен на рис. 86. Такой затвор

позволяет осуществлять точную дозировку, исключает просыпание, легок в управлении, обеспечивает быструю погрузку руды с неравномерным по крупности составом. Затвором управляют

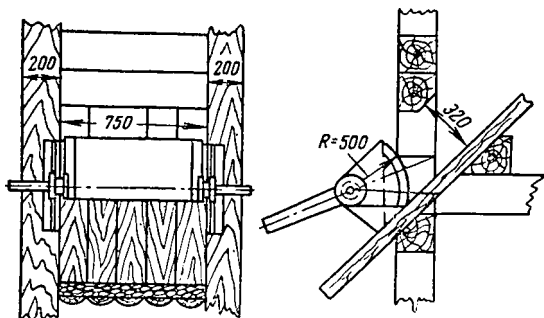


Рис. 85. Схема односекторного люкового затвора

или непосредственно из откаточной выработки, а в случае применения большегрузных вагонеток — из камеры, устроенной в кровле выработки. Управляют секторными затворами в крупных люках, как правило, с помощью пневматических цилиндров.

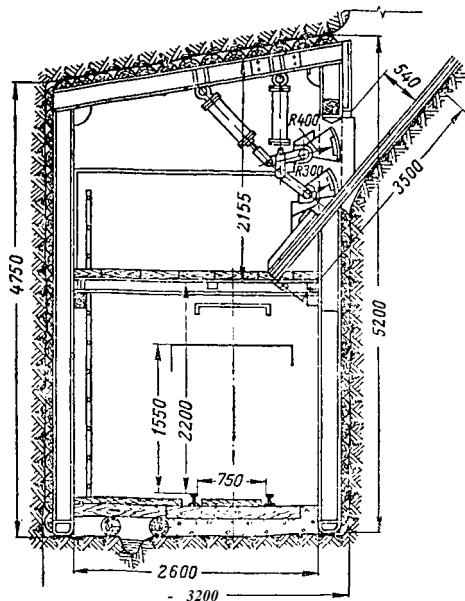


Рис. 86. Двухсекторный люковой затвор

Люки с пальцевым затвором применяют при большой производительности, крупнокусковой руде (до 800 мм) и в сочетании с большегрузными вагонетками. В затворе несколько (обычно пять-семь) «пальцев».

На рис. 87 показан пальцевый затвор из шести рельсов, поднимаемых пневматическим цилиндром.

Особое достоинство пальцевых затворов — это большая интенсивность выпуска и быстрота погрузки руды, а также возможность выпускать очень крупные

куски, не подвергая их дроблению в люке.

Люки с цепными затворами (рис. 88). Цепные затворы по сравнению с пальцевыми имеют ряд преимуществ; лучше удерживают

живают мелочь, хорошо работают при большом количестве крупных плитообразных кусков, реже требуют ремонта, отличаются простотой устройства. Для крупной руды они более эффективны, чем секторные. По принципу действия они подобны пальцевым, только вместо пальцев используются якорные цепи.

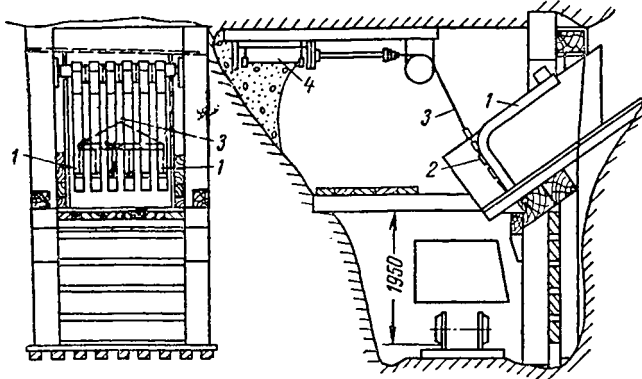


Рис. 87. Пальцевый люковой затвор:
1 — пальцы из рельса; 2 — цепь; 3 — канат; 4 — пневматический цилиндр

Затвор состоит из пяти-семи якорных цепей длиной по 1,2—1,6 м, свободно подвешенных к стальному стержню в верхней части люка и снабженных цилиндрическими грузами внизу.

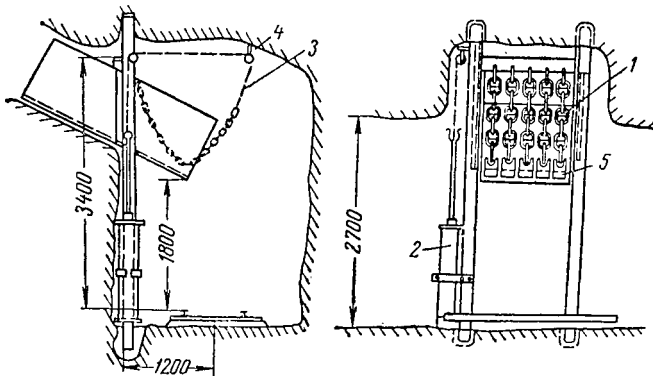


Рис. 88. Цепной люковой затвор:
— якорные цепи 15 мм; 2 — пневматический цилиндр; 3 — канат 15 мм; 4 — блок 120 мм; 5 — цилиндрические грузы

Подъем цепей осуществляется пневматическим цилиндром, шток которого связан с канатом, перекинутым через блок и соединяющим подъемные цепи.

В самое последнее время на ряде отечественных рудников начали успешно применять люки с качающимися и вибрационными лотковыми питателями. По сравнению с обычными люками они обладают рядом крупных достоинств, прежде всего — очень высокой производительностью погрузки, которая для обычных люков недостижима.

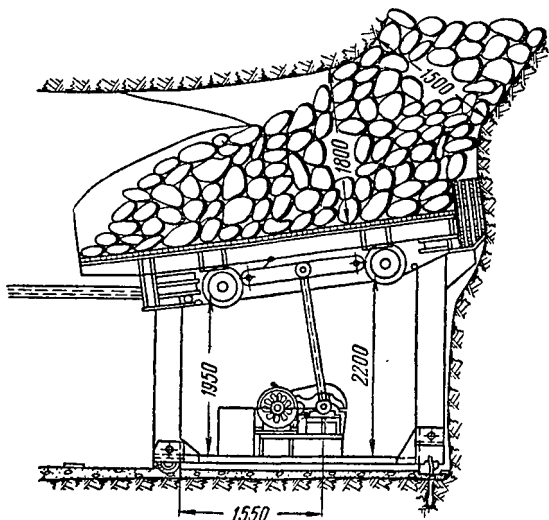


Рис. 89. Лотковый качающийся питатель ЛП (конструкции ВостНИГРИ)

На рис. 89 изображен лотковый качающийся питатель ЛП конструкции ВостНИГРИ.

Питатель устанавливается в специальной камере, примыкающей к откаточной выработке. Отбитая руда в кусках крупностью до 1000 мм движется по лотку питателя, опирающегося на катки, за счет возвратно-поступательных движений лотка. При переднем ходе лотка происходит подвижка вперед заполняющей его руды, а при обратном ходе лоток как бы выскальзывает из-под руды и часть ее падает в вагонетку (непосредственно или проходя через грохот).

Мощность электродвигателя привода 10—16 кв, частота качаний лотка 46 в минуту, амплитуда качания 90 мм, угол наклона лотка 8°. Производительность питателя при погрузке в вагонетки емкостью 2,5 м³ составляет 250 м³ за час чистой работы или 600 м³ за шестичасовую рабочую смену.

Длительные промышленные испытания питателя показали его высокие эксплуатационные качества; питатель рекомендован для широкого практического применения. Существенный не-

достаток такого питателя — большой вес металлоконструкций. В связи с этим его целесообразно применять только в тех случаях, когда через люк выпускается очень большое количество руды.

Еще больший эффект дает применение в качестве погрузочных люков вибротокков направленного действия.

На рис. 90 показан вибротокков конструкции ИГД им. А. А. Скочинского, прошедший успешные испытания на Дегтярском медном руднике.

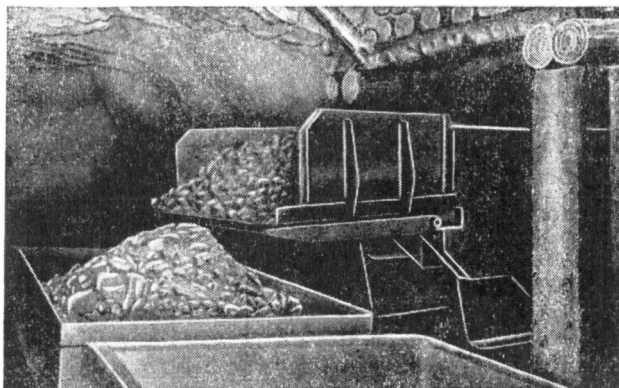


Рис. 90. Вибротокков конструкции ИГД им. А. А. Скочинского

Рабочий орган — лоток, представляет собой мощную сварную конструкцию, способную выдержать большие статические и динамические нагрузки; он устанавливается с углом наклона к горизонту $8-10^\circ$. Направленность колебаний лотка обеспечивается резино-металлическими амортизаторами, закрепленными под лотком на жесткой металлической раме. Вибратор инерционный состоит из двух дебалансов, вращающихся на параллельных валах, жестко кренились к лотку и создает направленную-синусоидальную возмущающую силу.

Вибротокков при длительных испытаниях на Дегтярском, Миргалимсайском и других рудниках показал выдающиеся качества. Производительность выпуска до 1000 т в час легко обеспечивается лотком шириной $1,5 \text{ м}$ при амплитуде колебаний рабочего органа 3 мм и частоте колебаний $1200-1500 \text{ в}$ минуту.

Вибротокков очень прост по устройству, имеет относительно небольшую металлоемкость (около 3 г), может работать в самых тяжелых условиях. Потребляемая мощность двигателя $8-10 \text{ вт}$, грузонесущая способность $40-50 \text{ т}$.

Вибровыпуск позволяет максимально упростить конструкции днищ блоков и резко сократить объем подготовительных работ. Перспективы применения вибрлотков для выпуска погрузки руды чрезвычайно велики; по-видимому, этот тип люков в ближайшие годы займет доминирующее положение.

Характеристика люковых устройств, применяемых на отечественных и зарубежных рудниках, приведена в табл. 21.

Таблица 21

Характеристика люковых устройств, применяемых на отечественных и зарубежных рудниках

Рудники	Максимальный размер куска, мм	Тип затвора и привода	Размеры выпускного отверстия, мм		Угол наклона днища, град	Материал днища
			ширина	высота		
Хрустальный	250—300	Деревянные задвижки, ручной	800	500	40	Дерево
Высокогорский	300	Секторный, ручной	940	940	43	Рельсы
Каисайский	300	То же	760	760	45	Сталь листовая толщиной 5—8 мм
Криворожские	300	Двойной секторный с пневматическими цилиндрами	900	540	50	Рельсы
Им. Губкина	400	Лотковый и секторный, ручной с контргрузом	1000	800	37	Листовая сталь толщиной 20 мм
Алтын-Топкан	500	Подсечной секторный с пневматическим приводом	1450	1300	55	Сталь
«Молибден»	600—800	Пальцевый и лотковый	1500	1500	35	Листовая сталь
Аляска-Джюно (США)	1000	Пальцевый с пневматическим цилиндром	2400	1800	35	Стальные плиты толщиной 76 мм
Сальмо (Канада)	400	Цепной с пневматическим цилиндром и шиберный ручной	1250	800	37	Листовая сталь

При подземной разработке рудных месторождений в некоторых (довольно редких) случаях отдают предпочтение так называемой «безлюковой погрузке», руду выпускают на почву откаточной выработки и грузят ее в вагонетки погрузочными машинами или скреперами.

Безлюковый выпуск имеет некоторые преимущества над люковым: не требуется сооружения и поддержания люков, выпускные выработки могут иметь большое сечение, благодаря чему

уменьшается возможность образования «пробок», а если они и образуются, то их легче ликвидировать. Однако необходимость применять специальную машину на погрузке, медленность погрузки и ряд организационных трудностей не позволяют широко пользоваться безлюковым выпуском.

Отдельные примеры применения безлюкового выпуска будут приведены при рассмотрении систем разработки.

§ 1. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ

При некоторых системах разработки руда, отбитая взрывом, падает на днище блоков и выпускается через специальные воронки и рудоспуски в выработки, где производится вторичное дробление. Затем руда доставляется к восстающим и грузится в вагонетки.

В зависимости от применяемой системы разработки обрушенную руду выпускают:

из камер под защитой кровли и стенок, что исключает контакт отбитой руды с обрушенными породами (рис. 91);

при непосредственном контакте с налегающими пустыми породами, следующими за рудой (см. рис. 117).

В первом случае смешивание и разубоживание руды пустыми породами исключается, однако при неправильной форме днища и стенок камеры часть руды остается невыпущенной, что влечет дополнительные расходы, связанные с извлечением этой руды из камеры (рис. 91, а).

Во втором случае руда при выпуске смешивается с пустыми породами, разубоживается и теряет свои качества как металлургическое сырье. Смешивание руды с пустыми породами усиливается при неправильном ведении выпуска руды.

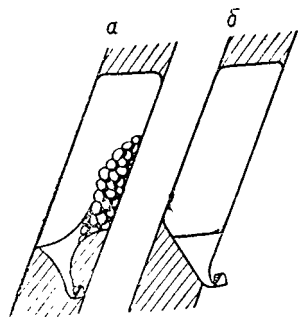


Рис. 91. Выпуск руды из камер:

а — неправильное расположение выпускной выработки; *б* — правильное расположение выпускной выработки

Таким образом, выпуск руды при разработке месторождения является очень ответственной операцией, требующей специального изучения. Это особенно важно для таких случаев, когда разработка рудных месторождений связана с обрушением и выпуском руды под налегающими пустыми породами.

Выпуск руды, являющийся по существу процессом истечения сыпучего тела из отверстий, подчиняется определенным закономерностям, знание которых помогает управлять этим процес-

сом для обеспечения безопасных условий горных работ и достижения максимального извлечения руды из обрабатываемых блоков.

Изучением выпуска руды занимались Д. Л. Тартаковский, С. И. Минаев, Г. М. Малахов, И. А. Черемушенцев, Ю. И. Чабдарова и другие исследователи. Теоретические основы выпуска руды разработаны Г. М. Малаховым¹

§ 2. ВЛИЯНИЕ ФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ОБРУШЕННОЙ РУДЫ НА ПРОЦЕСС ВЫПУСКА

Физические свойства обрушенной руды, влияющие на процесс выпуска, определяются ее кусковатостью, или гранулометрическим составом, содержанием влаги и характером минералов, слагающих рудное тело.

На характер протекания процесса выпуска руды из обрушенных блоков влияет гранулометрический состав руды.

В зависимости от содержания крупных (более 5 мм) и мелких фракций различают кусковатые и мелкие руды.

При мелких рудах с преобладанием фракций 0—5 мм (железные руды Криворожского бассейна) важную роль играют пылеватые и глинистые частицы², вызывающие слеживание, т. е. уплотнение обрушенной руды под влиянием давления налегающих пород и собственного веса.

Слеживание затрудняет, а зачастую делает совершенно невозможным выпуск руды вследствие зависания уплотненной руды над рудоспусками или образования так называемых «труб» — пустот в форме цилиндра. Последние нередко достигают поверхности контакта руды с налегающими породами и заполняются ими, в результате чего руда сильно засоряется пустыми породами при выпуске. Сыпучие свойства руды, как показали исследования, определяются не только содержанием пылеватых и глинистых частиц, но и влаги.

Увеличение содержания свободной влаги в мелких рудах усиливает сцепление между частицами и приводит к уплотнению и слеживанию отбитой руды, что затрудняет выпуск.

В табл. 22 сведены данные, характеризующие влияние гранулометрического состава мелких руд и влаги на сыпучие свойства руды.

Производительность выпуска кусковатых руд зависит от выхода негабарита после отбойки.

При чрезмерной кусковатости руды или небольших размерах сечения рудоспуска заклиниваются кусками руды, образуя своды.

¹ Выпуск руды из обрушенных блоков Металлургиздат, 1952.

² По существующей классификации к пылеватым относятся частицы размером менее 0,05 мм в поперечнике, а к глинистым менее 0,005.

Если поверхность отбитой руды в камере служит помостом для работающих, нахождение рабочих в камере при наличии пустот над выпускным отверстием опасно.

Таблица 22

Характеристика сыпучих свойств руды

Характеристика руды	Содержание пылеватых и глинистых частиц (0,05—0,005 мм), %	Содержание влаги, %
Сыпучая	До 5	
Уплотняющаяся в первый период выпуска	До 14	3—8
Слеживающаяся	Около 20	

При внезапном произвольном обрушении стенок таких пустот на поверхности руды образуется воронка, в которую могут быть увлечены горнорабочие, находящиеся в камере.

Оптимальное соотношение между диаметром рудоспуска и максимальными размерами кусков (проходимость), по данным различных исследователей, изменяется от 3 до 5.

Выход негабарита снижают, изменяя параметры буровзрывных работ. При этом учитывают, что для повышения производительности труда желательно увеличение размеров кондиционного куска до 700—800 мм, имея в виду применение большегрузного транспорта и установку подземных дробилок.

Существенное влияние на показатели выпуска оказывает гранулометрический состав пород или некондиционных руд, налегающих на обрушенную руду. При кусковатости покрывающих пород большей, чем руды, условия выпуска наиболее благоприятны.

Мелкие налегающие породы (песок) легко проникают в зазоры между кусками руды и усиливают разубоживание. Показатели выпуска при этом резко ухудшаются. Массовый выпуск руды в таких условиях производить не рекомендуется.

Для управления процессом выпуска необходимо знать закономерности истечения сыпучих тел. С этой целью рассмотрим основные теоретические положения выпуска руды.

§ 3. ХАРАКТЕР ВНУТРЕННИХ ПЕРЕМЕЩЕНИЙ ЧАСТИЦ СЫПУЧЕГО ТЕЛА ПРИ ВЫПУСКЕ

При истечении сыпучего тела из отверстий в массе его происходит внутреннее перемещение частиц, зависящее от физических свойств сыпучего тела и подчиняющееся определенным закономерностям.

Если в массе сыпучего тела над выпускным отверстием модели уложить нумерованные жетоны на определенных расстояниях друг от друга, то наблюдения за очередностью их выхода покажут, что истечение частиц происходит из объемов, имеющих в массе сыпучего тела над выпускным отверстием форму, приближающуюся к эллипсоиду вращения, усеченному плоскостью выпускного отверстия (рис. 92).

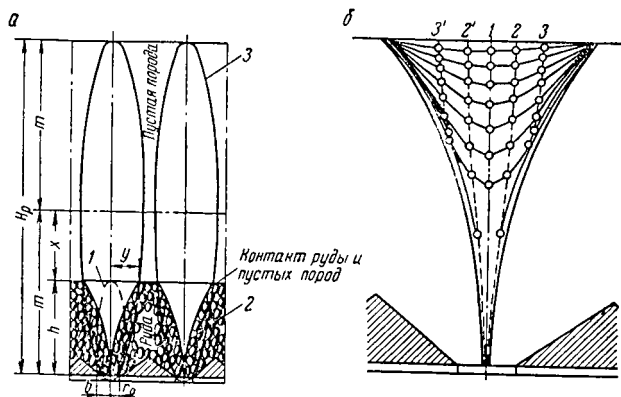


Рис. 92. Выпуск руды под налегающими породами:

a — выпуск руды из обособленных рудоспусков- 1 — эллипсоид выпуска, 2 — воронка выпуска; 3 — эллипсоид разрыхления;
б — траектории движения частиц руды к выпускному отверстию:
 1, 2, 3, 2', 3' — траектории движения жетонов

По мере выхода частиц, находящихся в объеме эллипсоида выпуска, из отверстия окружающие эллипсоид частицы сыпучего тела (куски руды) замещают их место.

Объем такого эллипсоида, который называют эллипсоидом выпуска, будет¹

$$Q = \frac{2}{3} \pi h b^2, \text{ м}^3$$

или

$$Q' = 0,524 h^3 (1 - \epsilon^2) + 0,5 \pi r_0^2 h, \text{ м}^3, \quad (31)$$

где h — высота эллипсоида выпуска;
 b — малая полуось эллипсоида выпуска;
 ϵ — эксцентриситет эллипсоида;
 r_0 — радиус выпускного отверстия.

Если принять при опыте (рис. 92), что горизонтальная плоска древесного угля в модели, засыпанной песком, представляет условную поверхность контакта руды и пустых пород, то можно наблюдать следующее.

¹ Здесь объем эллипсоида, усеченного плоскостью выпускного отверстия.

Поверхность контакта прогибается, принимая форму воронки, напоминающей депрессионную. Объем этой воронки равен объему эллипсоида выпуска.

В массе обрушенной руды при выпуске происходит дополнительное разрыхление. Форма образующейся зоны дополнительного разрыхления также близка к эллипсоиду вращения. Объем эллипсоида разрыхления пропорционален объему выпущенной руды или, что то же, объему эллипсоида выпуска.

Сфера влияния выпускного отверстия рудоспуска определяется параметрами эллипсоида разрыхления. Куски руды, находящиеся в сфере влияния рудоспусков, движутся к выпускному отверстию по параболическим траекториям (рис. 92). Чем ближе кусок руды к оси рудоспуска и выпускному отверстию, тем больше скорость его движения.

По этой причине куски руды, лежащие на поверхности эллипсоида выпуска, двигаясь с различными скоростями, приходят к выпускному отверстию почти одновременно. Поверхность эллипсоида выпуска — геометрическое место частиц, время достижения которыми выпускного отверстия одинаково.

Эксцентриситет эллипсоида выпуска не является величиной постоянной и зависит от физических свойств обрушенной руды — гранулометрического состава и влажности. Чем больше содержание мелких фракций, особенно пылеватых и глинистых частиц, т. е. частиц с поперечными размерами менее 0,05 мм, тем больше эксцентриситет и тем меньше малая полуось эллипсоида выпуска и зоны влияния рудоспуска. Повышение влажности отбитой руды, содержащей мелочь, увеличивает эксцентриситет эллипсоида и ухудшает условия выпуска.

С увеличением содержания крупных фракций эксцентриситет эллипсоида выпуска уменьшается.

Эксцентриситет эллипсоида выпуска при прочих равных условиях изменяется с высотой, возрастая при ее увеличении.

Эксцентриситет эллипсоида разрыхления зависит также от гранулометрического состава обрушенной руды и пород. С ухудшением их сыпучих свойств эксцентриситет эллипсоида разрыхления возрастает. На рис. 93 можно наблюдать образование эллипсоида разрыхления при выпуске крупнозернистого песка из специальной модели.

Форма и объем эллипсоидов выпуска и разрыхления зависят также от первичного разрыхления руды после отбойки, т. е. от ее плотности. Чем она больше, т. е. чем меньше разрыхлена руда после отбойки, тем больше эксцентриситет эллипсоидов выпуска и разрыхления, тем меньше отношение объемов эллипсоида разрыхления Q_p и выпуска q , т. е. тем меньше величина

Изменение величины эллипсоидов выпуска с увеличением плотности сыпучего тела характеризуют кривые рис. 94, полу-

ченные в результате опытов, произведенных в лаборатории выпуска Криворожского горнорудного института.

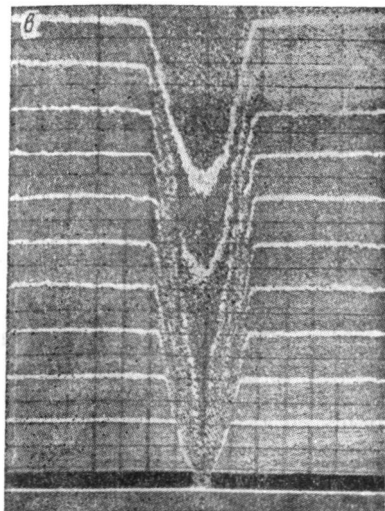
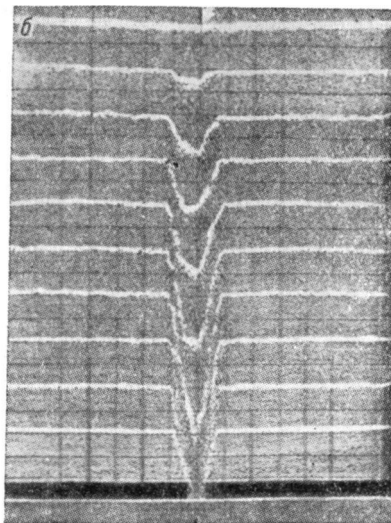
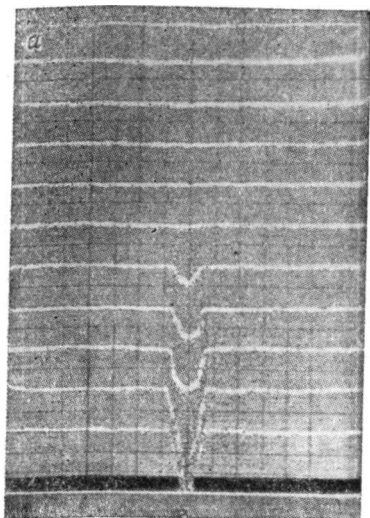
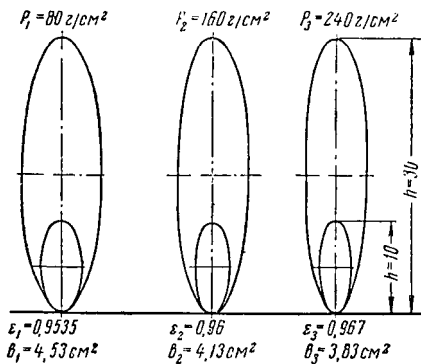


Рис. 93. Образование эллипсоида разрыхления при выпуске крупнозернистого песка из специальной модели

Коэффициент вторичного разрыхления $\xi = \frac{Q_p}{Q_p - q}$ не является, таким образом, величиной постоянной и зависит от началь-

ного разрыхления руды после отбойки или, что то же, от объемов компенсационной камеры V_k и обрушаемого массива V_{br} .

В том случае, если отношение $\frac{V_k}{V_{br}}$ обеспечивает величину норм-



мального коэффициента разрыхления, то $Q_r = 15q$.

При уменьшении объема компенсационной камеры, а следовательно, и величины первичного разрыхления

$$Q_r < 15q. \quad (32)$$

Это положение справедливо для неизменного сыпучего материала.

Рассматриваемые ниже основные закономерности внутренних перемещений кусков руды при выпуске ее из блоков были установлены для условий обрушения руды при наличии компенсационного пространства более 10% от объема обрушаемого массива. Подобные условия выпуска характерны для большинства горнорудных предприятий СССР (Криворожский бассейн, Урал, Лениногорское рудоуправление и др.).

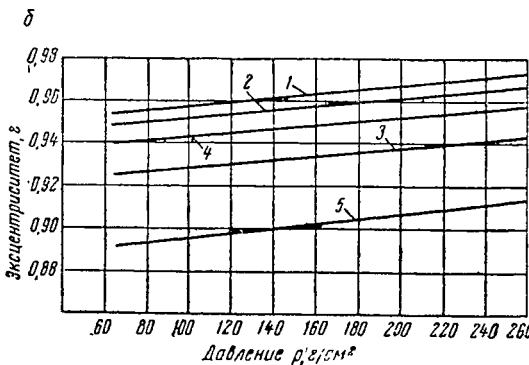


Рис. 94. Изменение эксцентриситета (e) эллипсоида выпуска песка фракции 0,5—1,5 мм в зависимости от давления при 1 — $h = 30$ см; 2 — $h = 25$ см; 3 — $h = 20$ см; 4 — $h = 15$ см; 5 — $h = 10$ см

При отбойке руды без компенсационного пространства в зажиме руда сильно уплотняется, выпуск ее затрудняется и сопровождается большими потерями и разубоживанием. Несколько изменяется и характер внутренних перемещений в обрушенной руде.

Если руда не склонна к слеживанию, то в процессе выпуска разрыхление руды увеличивается, пока не достигает нормальных значений, характерных для обрушения массива с образованием компенсационного пространства.

После этого выпуск протекает в обычных условиях.

При неравномерном и неумелом разрыхлении руды, отбитой в зажиме, возможно оставление отдельных «островных» участков руды, невовлекаемой в процесс выпуска и теряемой в недрах.

Кривая на графике (рис. 95) характеризует зависимость объема эллипсоида выпуска от его высоты для руд, содержащих до 50% мелочи, т. е. частиц фракции 0—5 мм. Эта кривая построена на основании промышленных опытов, проведенных на шахтах

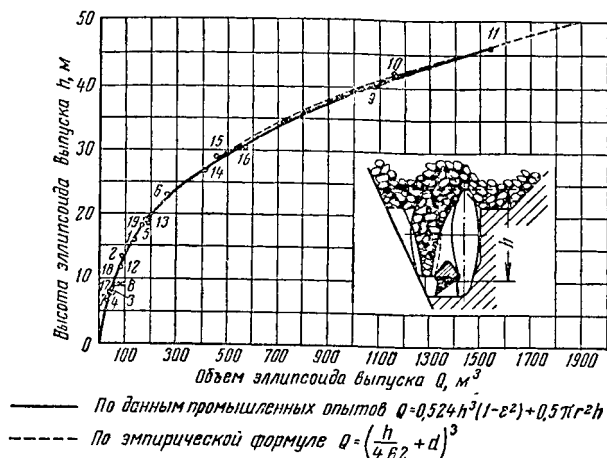


Рис. 95. Изменение объема эллипсоида выпуска в зависимости от его высоты для руд Криворожского бассейна: 1, 2, 3 — блок № 14 горизонта 100 м (панель 9 и 4 дучки № 4, 2, 3); 4, 5, 6 — блок № 31 и 7 (панель 8 и 7); 8 — шахта «Центральная» Ингулецкого рудоуправления, 9, 10, 11 — блок 145—149 (панель 16, шахта «Гигант»); 7, 12, 13, 14, 15, 16 — блоки 34—25, 67—71, 75—77 горизонтов 220 и 260 м (шахта «Коммунар»); 17, 18, 19 — блок 20—34, горизонта 367 м (шахта «Новая» рудника им. К. Либкнехта)

Криворожского бассейна при отбойке руды на компенсационные камеры с объемом > 10% от объема обрушенного массива. Высоту подэтажа определяли по маркшейдерским разрезам, диаметр рудоспуска замеряли в натуре, эксцентриситет определяли расчетным путем по формуле (31).

Как показали опыты, кривые $h = f(Q)$, построенные на основании лабораторных и промышленных опытов в безразмерных координатах $\frac{h}{d} = f\left(\frac{Q}{d^3}\right)$, идентичны.

На основании промышленных и лабораторных опытов для криворожских кусковатых руд (рудник им. Р Люксембург) была построена аналогичная кривая, характеризующая зависимость объема эллипсоида выпуска от высоты слоя для руд с размерами кусков в поперечнике от 5 до 100 мм (см. рис. 99).

Исследования и промышленные опыты показали, что зависимость объема выпущенной руды из рудоспуска Q от высоты эллипсоида выпуска h и его эксцентриситета может быть выражена эмпирическими формулами.

Для руд, содержащих до 50% мелочи (кривая рис. 94),

$$Q = \left(\frac{h}{4,62} + d \right)^3, \text{ м}^3. \quad (33)$$

$$h = 4,62 \left(\sqrt[3]{Q} - d \right), \text{ м}. \quad (34)$$

Для кусковых руд

$$Q = \left(\frac{h}{2,73} + 0,85d \right)^3, \text{ м}^3. \quad (35)$$

$$h = 2,73 \left(\sqrt[3]{Q} - 0,85d \right), \text{ м}. \quad (36)$$

Применение этих формул исключает необходимость производства каких-либо замеров в шахтных условиях по определению эксцентриситета эллипсоида выпуска и значительно упрощает расчеты.

Формулы (33) и (34) рекомендуются для расчетов при выпуске руды на криворожских рудниках, кроме рудника им. Р. Люксембург, и формулы (35) и (36)—на большинстве полиметаллических рудников при отбойке руды на компенсационные камеры с объемом $> 10\%$ от объема обрушаемого массива¹.

§ 4. ВЫПУСК РУДЫ ИЗ ОБОСОБЛЕННОГО ОТВЕРСТИЯ ПРИ ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ ПОВЕРХНОСТИ КОНТАКТА РУДЫ С ПУСТЫМИ ПОРОДАМИ

При выпуске руды из обособленного рудоспуска из слоя конечной высоты h под налегающими пустыми породами (рис. 92 и 93) количество чистой руды, извлекаемой без разубоживания, т. е. объем эллипсоида выпуска высотой h , можно определить по формулам (33) и (35).

В процессе дальнейшего выпуска к руде примешиваются пустые породы в объеме эллипсоида выпуска выше поверхности контакта ($h_2 - h_1$), а затем ($h_3 - h_1$) (рис. 96). Разубоживание в дозе выпуска $Q_{n+1} - Q_n$ определяется как отношение веса пустых пород к весу выпущенной рудной массы, т. е. руды в смеси с пустыми породами. Весовое разубоживание в дозе будет²

¹ Выпуск руды при отбойке в зажиме рассматривается ниже.

² Вывод формулы см. в книге Г. М. Малахова «Выпуск руды из обрушенных блоков», Металлургиздат, 1952, стр. 105—115,

$$R_v = \frac{\gamma_n}{\gamma_{pm}} \cdot R_o = \frac{\gamma_n}{\gamma_{pm}} \left(1 - \frac{3h_1^2}{h_n^2 + h_n \cdot h_{n+1} + h_{n+1}^2} \right),$$

где R_o — разубоживание по объему;

h_i — высота слоя руды, соответствующая объему эллипсоида чистой руды, м;

h_o, h_{n+1} — высоты эллипсоида выпуска разубоженной руды, соответствующие объемам Q_n и Q_{n+1} , м;

γ_{pm} — объемный вес рудной массы (руды, смешанной с пустыми породами) в дозе выпуска, т/м³;

γ_n — объемный вес пустых пород, т/м³.

Для определения разубоживания по формуле (37) находят высоты эллипсоидов выпуска h_2, h_3, \dots, h_n , соответствующие объемам эллипсоидов Q_2, Q_3, \dots, Q_n , пользуясь кривой или эмпирическими формулами (33), (34), (35) и (36).

Зная разубоживание в каждой дозе выпуска, можно построить кривую содержания металла в отдельных дозах выпускаемой рудной массы q_1, \dots, q_n, q_n , пользуясь формулой

$$q_n = p - R_n(p - r), \quad \%, \quad (38)$$

где R_n — разубоживание в n -й дозе выпуска;

p — содержание металла, определенное путем опробования руды в массиве, %;

r — то же, в налегающих породах, %.

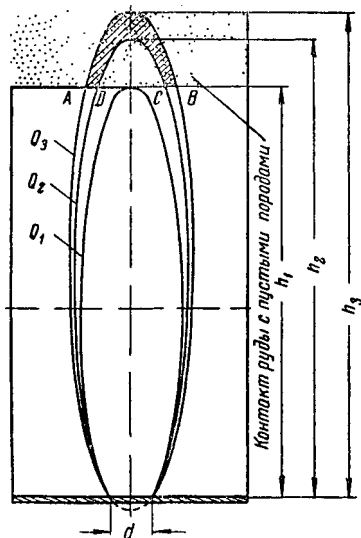


Рис. 96. Схема сущности процесса разубоживания

Пример. Примем расчетную высоту слоя 21,9 м (рис. 97), тогда по формуле (33) объем эллипсоида выпуска чистой руды

$$Q_1 = \left(\frac{21,9}{4,62} + 1,5 \right)^3 = 243 \text{ м}^3.$$

Дозу выпуска принимаем равной 100 м³. Пользуясь формулой (34), найдем высоты эллипсоидов объемом $Q_2 = 343 \text{ м}^3$; $Q_3 = 443 \text{ м}^3$; $Q_4 = 543 \text{ м}^3$, равные соответственно $h_2 = 25,41 \text{ м}$, $h_3 = 28,29 \text{ м}$, $h_4 = 30,75 \text{ м}$.

По формуле (37) объемное разубоживание в дозах выпуска

$$R_{O_2} = 1 - \frac{3 \cdot 21,9^2}{21,9^2 + 21,9 \cdot 25,41 + 25,41^2} = 0,144,$$

$$R_{O_2} = 1 - \frac{3 \cdot 21,9^2}{25,41^2 + 25,41 \cdot 28,29 + 28,29^2} = 0,335$$

и аналогично $= 0,45$.

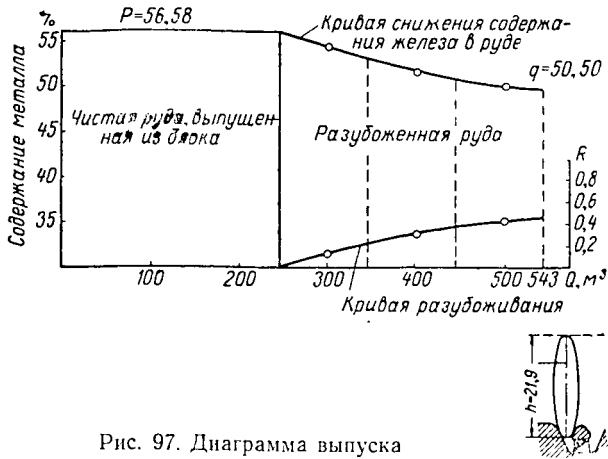
Объемный вес рудной массы в дозах

$$\gamma_{pm} = R\gamma_p + (1 - R)\gamma_r.$$

При $p = 56,58\%$ и $r = 41,41\%$ объемный вес руды в разрыхленном состоянии $\gamma_p = 2,48$; m/m' и пустых породах $\gamma_r = 2,03$ m/m' ;

$$\gamma_{pm1} = 0,144 \cdot 2,03 + (1 - 0,144) \cdot 2,48 = 2,415 \text{ } m/m';$$

$$\gamma_{pm2} = 2,329 \text{ } m/m'; \quad \gamma_{pm3} = 2,278 \text{ } m/m'.$$



Весовое разубоживание для каждой дозы выпуска

$$R_B = R_0 \frac{\gamma_p}{\gamma_{pm}}$$

$$R_{B1} = 0,144 \cdot \frac{2,03}{2,415} = 0,121; \quad R_{B2} = 0,292; \quad R_{B3} = 0,401$$

Содержание железа в каждой дозе выпуска определяется по формуле (38): $q = p - (p - r) R_{B1} = 56,58 - (56,58 - 41,41) \times 0,121 = 54,744\%$; $q_2 = 52,15\%$; $q_3 = 50,50\%$.

На рис. 97 приведены кривые разубоживания и снижения содержания полезных компонентов (железа в руде) в процессе выпуска.

§ 5. ВЫПУСК РУДЫ ИЗ СМЕЖНЫХ РУДОСПУСКОВ

При выпуске руды из нескольких смежных рудоспусков (рис. 98) протекание процесса зависит от расстояния между ними.

Если это расстояние велико и сферы их влияния не пересе-

каются, выпуск руды протекает так, как было уже описано — руда, оставшаяся вне сферы влияния рудоспусков, теряется.

На практике рудоспуски стараются расположить ближе друг к другу и производят выпуск руды из обрушенных блоков через рудоспуски, сферы влияния которых (эллипсоиды разрыхления) пересекаются.

Взаимодействие смежных рудоспусков используют для обеспечения равномерного опускания поверхности контакта обрушенной руды с пустыми породами.

При неизменных дозах выпуска руды влияние смежных рудоспусков на передвижение поверхности одинаково. Поверхность контакта выравнивается до горизонтального положения к концу каждой очереди выпуска.

Кусок руды *Л*, лежащий на поверхности контакта на оси рудоспуска, при равномерном выпуске движется по оси рудоспуска, кусок руды *В*, лежащий между осями рудоспусков, движется по зигзагообразной кривой, приближающейся к вертикальной.

При неравномерном выпуске руды кусок *В* отклоняется от плоскости между осями и перемещается в зону влияния того рудоспуска, из которого выпускается большее количество руды.

При равномерном выпуске с поддержанием поверхности контакта в положении, параллельном плоскости дна, зона влияния каждого рудоспуска ограничена параллелепипедом, высота которого равна высоте слоя обрушенной руды H , а площадь S^2 , где S — расстояние между рудоспусками.

При равномерном выпуске обрушенной руды поверхность контакта перемещается, сохраняя горизонтальное положение, что гарантирует увеличение извлечения чистой руды до начала разубоживания.

Такое движение поверхности контакта руды имеет место до некоторой критической высоты $h_{кр}$, зависящей от физических свойств обрушенной руды и расстояния между осями рудоспусков. Чем меньше расстояние между рудоспусками, тем дольше поверхность контакта сохранит горизонтальное положение, тем больше чистой руды можно извлечь из блока. При одинаковом

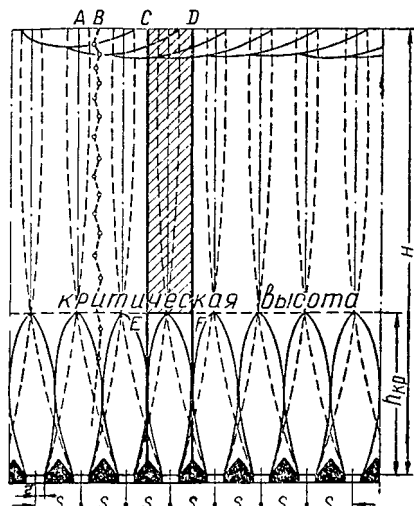


Рис. 98. Выпуск руды из смежных рудоспусков

расстоянии между осями рудоспусков критическая высота зависит от физических свойств руды. Чем лучше сыпучие свойства руды, тем меньше критическая высота.

На рис. 99 показаны кривые, характеризующие изменение эксцентриситета эллипсоидов выпуска ε и размеров малой полуоси эллипсоидов выпуска b в зависимости от величины $\frac{h}{d}$.

Кривые зависимости $b = f\left(\frac{d}{h}\right)$ могут быть использованы при расчетах для определения критической высоты $h_{кр}$ при $b = \frac{S}{2}$. Подсчет может быть упрощен при использовании эмпирических формул, отражающих закономерность изменения величины $h_{кр}$, установленной при промышленных опытах.

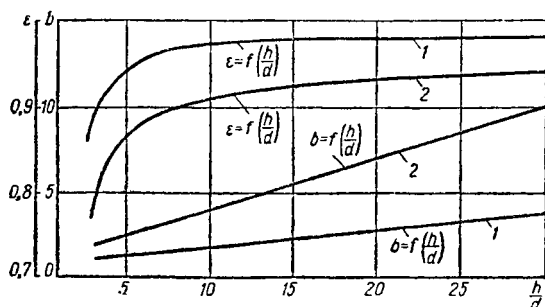


Рис. 99. Кривые зависимости эксцентриситета (ε) и размеров малой полуоси (b) эллипсоида выпуска от отношения высоты эллипсоида выпуска (h) к диаметру рудоспуска (d):

1—для мелкокусковых руд при $d = 1,5$ м; 2 — для крупнокусковых руд при $d = 2,0$ м

Для руд, содержащих до 50% мелочи (большинство криво-рожных рудников, исключая рудник им. Р. Люксембург) (кривая 1, рис. 99),

$$h_{кр} = 7,2(S - d)^*, \text{ м.} \quad (39)$$

Для кусковых руд (кривая 2, рис. 99) (руды полиметаллических рудников)

$$h_{кр} = 3,3(S - d)^*, \text{ м.} \quad (40)$$

Формулы (39) и (40) справедливы при $\frac{h}{d} > 3; d > 1$.

Критическая высота равна высоте эллипсоидов выпуска смежных рудоспусков, касающихся один другого (рис. 98). Ниже критической высоты поверхность контакта прогибается и становится волнистой. Прогиб поверхности контакта посте-

* При отбойке руды на компенсационное пространство более 10% от объема обрабатываемого массива.

пенно усиливается. После достижения поверхностью контакта устья рудоспусков между последними остаются «гребни» руды. Высота «гребней» зависит от расстояния между осями рудоспусков и свойств обрушенной руды. С увеличением расстояния между рудоспусками и ухудшением сыпучих свойств руды высота гребней увеличивается.

Неравномерный выпуск обрушенной руды искажает фигуры выпуска и ведет к снижению извлечения руды из блоков.

При равномерном выпуске руды из блоков с отвесными стенками процессы выпуска в зоне каждого рудоспуска протекают аналогично.

Величина извлечения чистой руды до начала разубоживания равна сумме объемов параллелепипеда $CDEF$ и эллипсоида высотой $h_{кр}$ (рис. 98). К началу разубоживания в сфере влияния рудоспуска остается объем руды, представляющий разность между параллелепипедом высотой $h_{кр}$ и вписанным в него эллипсоидом. Извлечение чистой руды из запаса, приходящегося на один рудоспуск при равномерном выпуске руды,

$$U = 1 - \frac{0,476 - 1,57 \frac{r_0^2}{S^2}}{\frac{H}{S} \sqrt{1 - \varepsilon^2}}. \quad (41)$$

Поскольку

$$h_{кр} \approx \frac{S}{\sqrt{1 - \varepsilon^2}}, \text{ м,}$$

выражение (41) может быть представлено еще и так:

$$U = 1 - h_{кр} \frac{\left(0,476 - 1,57 \frac{r_0^2}{S^2}\right)}{H}. \quad (42)$$

Пример. Примем основные размеры блока: высоту слоя обрушенной руды 40 м (измеряется от плоскости, проходящей на 1 м выше кровли выработок выпуска, до границы контура рудного массива на вышележащем горизонте), расстояние между осями рудоспусков $S = \sqrt{\frac{F}{m}}$ (где F — площадь блока и m — число рудоспусков), диаметр рудоспусков $d = 1,5$ м, среднее содержание железа в рудном массиве $p = 56,58\%$, среднее содержание железа в налегающих породах $r = 41,41\%$.

Из выражения (39) $h = 7,2 (5,55 - 1,5) = 29,16$ м.

По формуле (42) извлечение чистой руды $U = 1 - \frac{29,16}{40} \times (0,476 - 1,57) \times \frac{0,75^2}{5,55^2} = 0,674$.

Из вышеприведенных формул следует, что при выпуске руды из блоков с отвесными стенками при горизонтальной поверх-

ности контакта наилучшие показатели по извлечению чистой руды достигаются при равномерном выпуске, большой высоте этажа и малом расстоянии между рудоспусками. Извлечение чистой руды из блока в случае равномерного выпуска пропорционально отношению $\frac{H}{S}$. Для достижения хороших показателей выпуска это отношение должно быть не менее 7.

При выпуске руды из слоя конечной высоты h , (рис. 99) объем руды, извлекаемой до начала разубоживания (появление в устье рудоспуска пустых пород, лежащих на поверхности контакта), определяется из выражения (33).

При совместном выпуске руды из сближенных рудоспусков высота слоя руды h , соответствующая началу разубоживания, не остается постоянной, а изменяется от $h_{кр}$ до $0,5 h_{кр}$.

При определении разубоживания в дозах выпуска по формуле (37) значение высоты рудного слоя следует принимать

$$h_{кр} = 0,75 \cdot h_{кр}, \text{ м.} \quad (43)$$

Решение задачи о величине извлечения руды из обрушенного блока при равномерном выпуске и отвесных стенках блока сводится к определению величины извлечения руды из одного рудоспуска.

Найденные таким путем величины извлечения и разубоживания руды являются максимально возможными, поскольку условия выпуска руды приняты наиболее оптимальными.

Выпуск руды из смежных рудоспусков, сферы влияния которых (эллипсоиды разрыхления) пересекаются, можно вести не только равномерно.

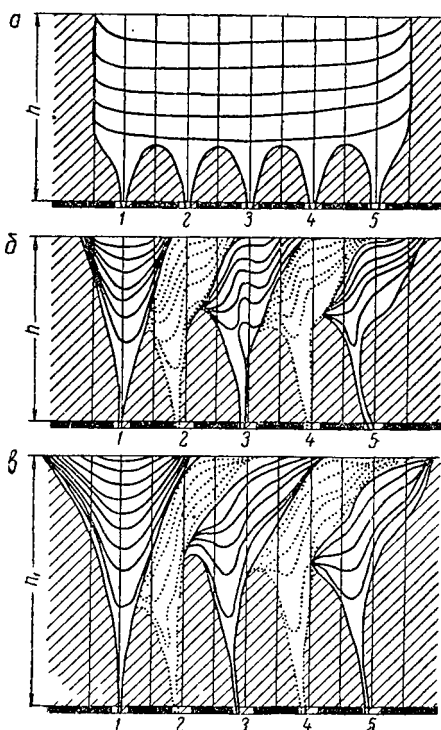


Рис. 100. Процесс выпуска руды:
а — равномерный; б, в — поочередный

Так, например, выпуск можно вести поочередно, характер протекания процесса в этом случае показан на рис. 100, б, в. Из рудоспуска № 1 при этом извлекается количество руды, соответствующее объему эллипсоида высотой L . Этот объем руды боль-

ше, чем извлекаемый из каждого рудоспуска в отдельности при равномерном выпуске.

Однако при выпуске руды из последующих рудоспусков объем чистой руды, извлекаемый до начала разубоживания, резко уменьшается и показатели выпуска руды ухудшаются. Это наглядно видно из рис. 100, где изображен процесс выпуска при равномерном (*а*) и поочередном (*б*) и (*в*) включении в работу рудоспусков. С увеличением высоты слоя руды, т. е. высоты блока, объем чистой руды, теряемой между воронками, растет, потери руды увеличиваются и результаты извлечения ухудшаются.

Поочередный выпуск руды по существу является выпуском руды при наклонном положении поверхности контакта.

В ряде учебников и книг, особенно зарубежных, нередко содержатся рекомендации о выпуске руды при наклонном положении поверхности контакта под углом $45\text{--}60^\circ$ и т. д. Эти рекомендации совершенно нереальны, так как никто из авторов не указывает, как образовать такой наклон поверхности, как его поддерживать и тем более проверить, что поверхность контакта расположена под требуемым углом к горизонту.

Глава X • УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ

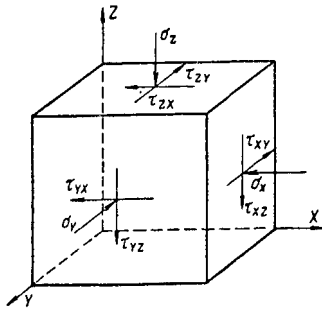
§ 1. ПРИЧИНЫ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПОРОД В МАССИВЕ И ВОКРУГ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Под действием сил веса вышележащей толщи горные породы находятся в напряженном состоянии, степень которого зависит от глубины разработки.

В ряде горных районов (Тироль, Восточные Альпы и др.) напряженное состояние горных пород может достигать значительной величины и на небольших глубинах вследствие сил тектонического происхождения.

Напряженное состояние горных пород определяется также их физико-механическими свойствами.

Между частицами массива горных пород, находящихся в напряженном состоянии, существует равновесие до проведения выработок. Нарушение этого равновесия в результате проведения подготовительных выработок и очистной выемки создает условия для проявления горного давления.



101. Компоненты напряжений

Под горным давлением, проявляющимся в подготовительных выработках и в забоях очистных работ, понимают действие сил, вызывающих деформацию и разрушение крепи, а также руды и пород в кровле и боках выработок.

Средние значения компонентов напряжения в горном массиве (рис. 101) могут быть определены из следующего выражения:

$$\sigma_z = \gamma H; \quad \sigma_x = \sigma_y = \frac{\mu}{1 - \mu} \gamma H, \quad (44)$$

где σ_z — вертикальная составляющая напряжения, m/m^2 ;
 σ_x и σ_y — горизонтальные составляющие напряжения, m/m^2 ;
 μ — коэффициент Пуассона;
 γ — объемный вес горных пород, m/m^3 ;
 H — глубина расположения элементарной частицы пород, m .

При большой глубине распределение напряжений в нетронутом массиве подчиняется гидростатическому закону.

При этом

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z = \gamma H \text{ и } \tau_{\max} = 0, \quad (45)$$

где τ_{\max} — касательные напряжения.

Выравнивание напряжений при большой глубине обусловлено необратимыми (псевдопластическими) деформациями в нетронутом массиве горных пород, находящихся длительное время под нагрузкой. Кроме того, псевдопластическим деформациям способствуют возрастающая с глубиной высокая температура горных пород, а также трещины кливажа и многочисленные поверхности ослабления в массиве горных пород.

Изучение закономерностей проявления горного давления, разработка теории и аналитических методов определения величины давления, действующего на крепь выработок, являются предметом многочисленных исследований ученых в СССР и за рубежом.

Среди исследований, выполненных в данной области, можно отметить следующие основные положения:

1. Приложение к исследованию горного давления закономерностей сыпучих тел, при этом горные породы в силу наличия трещиноватости, плоскостей напластования, кливажа и т. п. рассматриваются как тела, до известной степени несвязанные (М. М. Протоdjяконов, П. И. Цымбаревич, Коммерель, Энгесер и др.).

2. Разработка расчетных формул, базирующихся на предположении, что горные породы (в частности, при исследовании горного давления применительно к разработке угольных месторождений) имеют пластослоистую структуру.

3. Предположение о том, что горные породы являются сплошной упругой средой, позволяет при исследовании вопросов горного давления применять методы теории сопротивления материалов и теории упругости (А. К. Динник, Б. Н. Савин, К. В. Руппенейт). Подтверждение этой гипотезы находят в распространении сейсмических волн в верхних слоях земной коры при землетрясениях.

4. Предположение, что горные породы являются пластическими телами, позволяет в вопросах горного давления отводить основную роль теории пластичности (В. В. Соколовский, Феннер).

Такое разноречивое толкование свойств горных пород и их поведения под нагрузкой объясняется тем, что горные породы в массиве находятся как бы в промежуточном состоянии между упругопластическим и сыпучим состоянием. Поэтому математическая интерпретация явлений и закономерностей давления горных пород базируется в современных гипотезах как на теории

упругости, так и на законах сыпучих тел. Эти методы могут правомерно использоваться, поскольку для горных пород не установлено единого закона, связывающего напряжения и деформации.

За последние годы как в СССР, так и за рубежом большое внимание уделялось исследованиям псевдопластического состояния горных пород и роли времени в проявлении горного давления.

Поведение горных пород под нагрузкой оказывает весьма существенное влияние на проявления горного давления. Одни и те же породы в зависимости от характера нагружения и величины нагрузки могут вести себя как хрупкие тела или же иметь псевдопластические деформации.

Большое значение с точки зрения проявлений горного давления имеет метод ведения горных работ, которым определяются продолжительность, величина и скорость нарастания нагрузки на отдельные участки горного массива, воспринимающего давление.

Представление о распределении напряжений в породах, окружающих горные выработки, можно получить, рассматривая горный массив как упругую изотропную среду. Такое допущение справедливо для пород, сохраняющих в известной мере свои упругие свойства. При псевдопластических деформациях меняется распределение напряжений и их концентрация.

Несмотря на то, что распределение напряжений вокруг выработок в ряде случаев отличается от того, которое имеет место при упругой изотропной среде, применение метода фотоупругости с целью изучения этого явления имеет практическую ценность. При помощи этого метода удалось получить представление о расположении зон с наибольшей концентрацией напряжений и сделать важный вывод о том, что напряженное состояние пород в зоне горных работ значительно осложняется взаимным влиянием выработок.

Напряженное состояние горных пород, окружающих горные выработки, было в Советском Союзе впервые исследовано акад. А. К. Динником, А. В. Моргаевским и Б. Н. Савиным, исходя из условий проявления упругих напряжений у выреза в изотропной среде.

На рис. 102, а показано распределение главных нормальных напряжений σ_{\max} вдоль горизонтальной линии, проходящей у кровли выработки, а на рис. 106, б — распределение главных касательных напряжений.

Величина составляющей напряжения σ_{\max} определяет опорное давление вблизи стенки выработки.

Максимального значения касательное напряжение достигает у углов выработки, превышая в 1,5—2 раза величину касательных напряжений в нетронутом массиве.

Д. Сполдинг допускает, что на больших глубинах распределение напряжений происходит гидростатически и не зависит от формы выработки.

Эта предпосылка позволила развить идею «кольца напряжения», окружающего любую выработку, и, используя простые формулы, определить математическим путем величину нормальных и тангенциальных напряжений в окружающем выработку массиве пород.

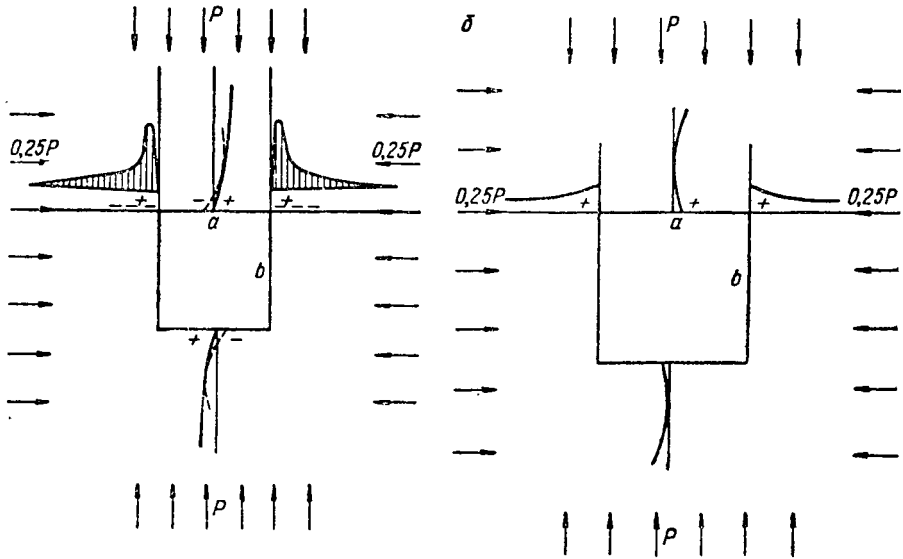


Рис. 102. Распределение главных напряжений:
 a — нормальных; b — касательных

Исследованию напряжений вокруг горных выработок оптическим методом для различных случаев разработки месторождений полезных ископаемых посвящено много трудов советских ученых.

В результате применения оптического метода, расчетов и практических наблюдений установлено, что распределение напряжений в горных породах, окружающих выработку, подчиняется следующему закону. У стенки выработки оно равно нулю. Породы стенок полностью разгружены от давления. По мере удаления в глубь массива напряжения быстро возрастают и достигают максимума (опорное давление), значительно превышающего нормальное напряжение в массиве на некоторой поверхности, как бы обволакивающей выработку, после чего давление снижается до нормального, характерного для массива горных пород на данной глубине разработки.

Исследование концентрации напряжений оптическим методом, проведенное Д. И. Шерманом, показало, что в породах между двумя выработками, на контуре последних возникает значительное опорное давление, в 1,6—1,8 раза превышающее нормальное. В том случае, если сечение выработок различно, наибольшие напряжения возникают на контуре меньшей из них, что имеет, как мы увидим дальше, большое практическое значение.

§ 2. СУЩЕСТВУЮЩИЕ ГИПОТЕЗЫ

Для управления горным давлением весьма важно знать, каковы закономерности распределения напряжений вокруг очистных выработок.

Наиболее распространена и получила подтверждение на практике при непосредственных наблюдениях гипотеза свода (М. М. Протодьяконов, В. Д. Слесарев, Тромпетер, Д. Юнг и др.), базирующаяся на принципе распределения усилий в любом арочном сооружении. При этом максимальные нагрузки сосредотачиваются в пятах-опорах свода, а над выработкой образуется как бы породное ядро, разгруженное от давления (рис. 103). Под очистным пространством аналогично располагается участок, разгруженный от давления (ядро обратного свода).

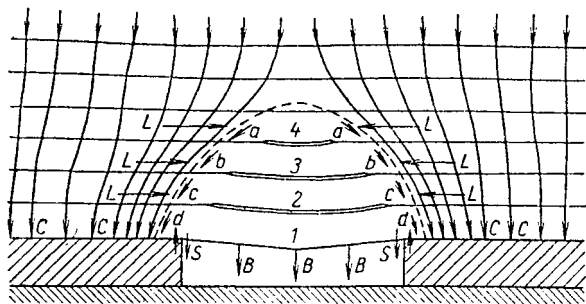


Рис. 103. Распределение сил над горизонтальной выработкой большого пролета:

B — изгибающие силы; *C* — сжимающие силы; *L* — силы поперечного сжатия; *S* — срезающие силы; *a, B, c, d* — силы, действующие близ обнаженных стенок; 1, 2, 3, 4 — слои кровельной толщи

Крепь в пределах пролета выработок полностью разгружает от давления вышележащих пород и находится под действием только силы веса пород, заключенных внутри свода. Чем крепче и устойчивее породы, тем полнее свод естественного равновесия, тем меньше давление на крепь выработки.

При крепких и устойчивых породах кровли давление на крепь выработки может не проявляться.

По мере увеличения ширины выработки возрастает высота свода, давление на крепь выработки и величина опорного давления на стенки. Поведение пород внутри свода (ядра свода), разгруженных от давления вышележащей толщи, определяется их физико-механическими свойствами. В зависимости от этого изменяется давление на крепь выработки. Для слоистых пород характерно их прогибание и оседание. Породы, имеющие значительную трещиноватость и кливаж, ведут себя как сыпучие тела.

Гипотеза образования свода естественного равновесия или свода давления над выработанным пространством дает объяснение причинам увеличения горного давления в некотором расстоянии впереди забоя и позади него при разработке пологопадающих рудных залежей. Кроме того, теория свода объясняет также характер распределения напряжений и во всех других случаях разработки (см. ниже).

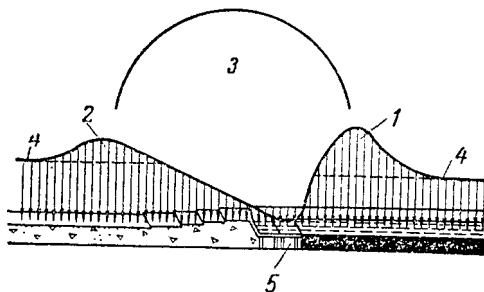


Рис. 104. Зона опорного давления у очистного забоя:

1 — зона опорного давления в очистном забое; 2 — зона опорного давления в закладке; 3 — ядро свода, разгруженное от напряжения; 4 — нормальное давление; 5 — очистной забой

Согласно гипотезе консольной плиты (рис. 104)

выемка руды при слоистом пластообразном сложении толщи покрывающих пород вызывает зависание и изгиб вышележащих пород.

Рассматривая пласты покрывающих пород как консольные плиты, повышенное давление впереди забоя объясняют давлением этих изгибающихся плит — слоев породы на место заделки, а давление позади забоя — осадкой этих пород на лежащий бок.

Давление на крепь непосредственно у забоя наблюдается в наименьшей степени, поскольку призабойное пространство находится как бы под защитой некоторой опоры — места заделки изгибающихся консольных плит вышележащих пород. Чем дальше от забоя, тем больше давление на крепь в силу опускания пород, находящихся непосредственно над рабочим пространством.

Крепь призабойного пространства от чрезмерного давления разгружают путем периодического обрушения пород кровли. Допустимая длина консоли (шаг обрушения) различна и определяется физико-механическими свойствами пород кровли.

Гипотеза о своде естественного равновесия или, как его еще называют иначе, разгружающей арки давления, не отвергает возможности образования псевдоарки, т. е. консольной плиты. Точно так же поведение слоистых пород внутри свода естествен-

ного равновесия может быть объяснено в некоторых случаях изгибом или изломом плит.

Изложенные гипотезы применимы для объяснения проявлений горного давления при различных горногеологических условиях. Так, например, при разработке крутопадающих рудных месторождений малой мощности концентрацию напряжений в породах висячего и лежачего боков можно объяснить образованием свода, опирающегося на рудный массив ниже горизонта очистной выемки и породы лежачего бока в вышележащем выработанном пространстве.

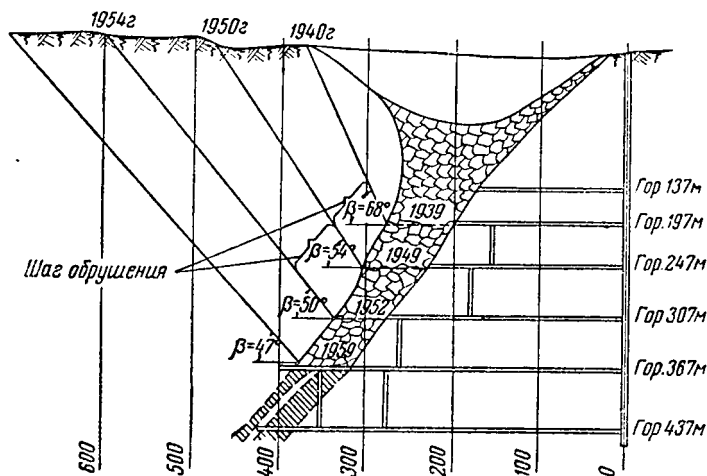


Рис. 105. Сдвигение пород висячего бока

В случае разработки мощных рудных месторождений с обрушением покрывающих пород происходит через определенные интервалы (шаг обрушения) систематическое сдвигение и обрушение пород висячего бока (рис. 105).

В табл. 23 приведены данные о величине шага обрушения на некоторых рудниках Криворожского бассейна.

Проявления горного давления, имеющие место при сдвигении пород висячего бока, выражаются в концентрации давления в месте перегиба пластов, что вызывает самообрушение потолочин в камерах нижележащего этажа (рудник им. Коминтерна в Криворожском бассейне).

В результате сдвигения большого объема пород висячего бока развивается сильное горное давление на междукамерные целики, которые изменяют свою форму и размеры, а чаще полностью разрушаются. Значительное давление претерпевают в этом случае и породы лежачего бока, которые деформируются под влиянием давления, в результате чего полевые выработки,

пройденные на расстоянии 30—40 м от залежи, выходят из строя. На породы лежащего бока оказывает давление также и вес покрывающих обрушенных пород надрудной толщи.

Таблица 23

Данные о величине шага обрушения на некоторых рудниках
Криворожского бассейна

Рудник	Глубина разра- ботки, м	Мощность за- лежи, м	Угол паде- ния, град	Породы всячего бока	Величина ша- га обруше- ния, м	Дата сдвиже- ния пород всячего бока на величину шага обруше- ния
Им. Ко- минтерна	197	40	52	Джеспилиты, кварцевые роговики ($f=10-14$)	50	1937— 1938 гг.
	217	38	55	Кварцито-хлоритовые сланцы ($f = 6 - 8$)	55	1950 г.
	307	30	55		70	январь 1951 г.
	367	33	57	Аспидные и хлоритовые сланцы ($f = 6 - 8$)	65	август 1954 г.
Им. Кирова	220	60	40	Гидрогематитовые рого- вики, джеспилиты, маритовые и магнети- то-маритовые рогови- ки	70—80	1950— 1951 гг.

Горное давление, обусловленное этим фактором, подчиняется закономерностям сыпучих тел.

Большое горное давление на днище блоков при разработке весьма мощных месторождений системами с обрушением руды и покрывающих пород, как следует из теории сыпучих тел, является функцией поперечных размеров обрабатываемых блоков. Чем больше ширина блока, тем выше горное давление и наоборот. При этом закономерности, которым подчиняется горное давление на днище блока, те же, что и для днищ бункеров, в которых хранятся сыпучие материалы.

При уменьшении размеров блоков движение руды и возникающие силы трения о стенки блока и между кусками руды вызывают сводообразование, за счет чего давление на днище блока уменьшается.

Наблюдения Криворожского горнорудного института показали, что закономерность распределения горного давления на днище блоков подчиняется следующему закону (рис. 106). У стенок блоков в пределах зоны, ограниченной плоскостью, проведенной под углом 17—18° к вертикали (рудник им. Дзержинского), горное давление отсутствует вследствие действия сил трения, в центре же блока оно достигает своего максимума.

Наблюдения НИГРИ показали, что при большой ширине блоков (75 м), когда сводообразование затруднительно, днище

испытывает давление всего столба обрушенной руды и целиков. При уменьшении ширины блоков до 40 м давление уменьшается и составляет 50—75% от веса всего столба обрушенных пород.

В процессе разработки мощных рудных месторождений и выпуска руды из блоков образуются зоны с пониженным и повышенным горным давлением, причем для отдельных участков рудного массива и обрушенных пород наблюдается образование типичных зон опорного давления. Оставление рудных целиков

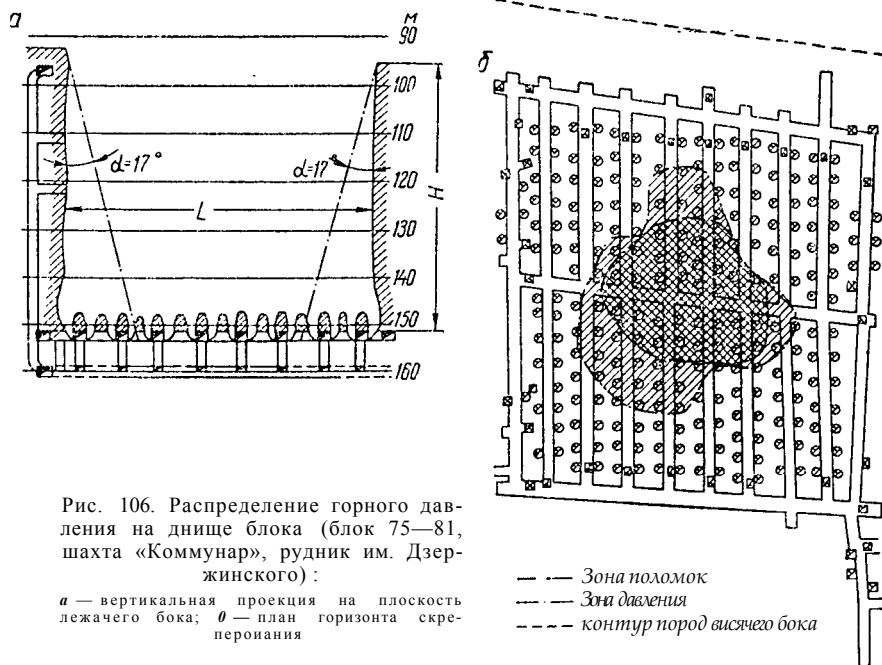


Рис. 106. Распределение горного давления на днище блока (блок 75—81, шахта «Коммунар», рудник им. Дзержинского):

a — вертикальная проекция на плоскость лежачего бока; θ — план горизонта скрепероания

в отработанном пространстве способствует концентрации давления на них. Давление в зонах опорного давления может быть в 2—2,5 раза больше веса столба обрушенных пород надрудной толщи. Образующиеся при разработке мощных рудных тел своды естественного равновесия в обрушенных породах могут опираться на лежачий бок, в результате чего давление на породы последнего усиливается и зона деформации распространяется еще дальше в лежачий бок.

В ряде случаев отработка рудных залежей большой мощности со стороны лежачего бока по направлению к висячему создает благоприятные условия для сохранения выработок в руде у последнего, где горное давление обычно не проявляется.

При обратном порядке очистной выемки, т. е. со стороны ви-

сячего бока, горное давление на рудный массив при выемке руды у лежащего бока усиливается за счет сдвижения пород последнего, часто под очень пологими углами. Так, например, на руднике им. Дзержинского при глубине разработки 300 м сдвижение пород лежащего бока, представленных гидрогематитовыми роговиками с прослоями гидрогематито-хлоритового и аспидного сланца, происходит под углом 33°.

Мощные включения пустых пород в рудное тело при их подработке очистными работами оказывают сильное концентрированное давление на рудный массив и крепь горных выработок, в связи с чем необходимо проведение специальных мероприятий (см. ниже), устраняющих катастрофические явления возникающего горного давления.

При разработке пологопадающих рудных залежей источником горного давления является действие сил веса налегающих пород.

При устойчивых и крепких породах висячего и лежащего боков, а также при небольших размерах по простиранию отрабатываемых столбообразных рудных залежей (50—70 м) проявлений горного давления почти не наблюдается.

§ 3. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ

Под управлением горным давлением понимают проведение специальных мероприятий с целью уменьшения или разрядки напряженного состояния отдельных участков рудного массива и вмещающих пород для безопасного и нормального продолжения очистной выемки.

Различают несколько способов управления горным давлением: поддержание выработанного пространства и предохранение пород кровли от обрушения;

обрушение пород кровли, обрушение руды и вмещающих пород.

В первом из рассматриваемых случаев поддержание выработанного пространства может производиться: целиками руды при камерно-столбовых системах разработки; при помощи крепления или закладки.

§ 4. ПОДДЕРЖАНИЕ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА РУДНЫМИ ЦЕЛИКАМИ

Поддержание выработанного пространства целиками руды применяется исключительно при месторождениях с устойчивой, преимущественно крепкой рудой и такими же боковыми породами.

Рудные целики для поддержания пород кровли в выработанном пространстве (опорные целики) оставляются любой формы и размеров. Большой частью при разработке рудных месторож-

дений целики, оставляемые в очистном пространстве, имеют круглое поперечное сечение (рис. 107).

Число и размеры целиков определяются:
крепостью и устойчивостью пород кровли;
прочностью руды;
характеристикой пород лежачего бока;
глубиной разработки и зависящей от нее величиной давления;
мощностью рудной залежи.

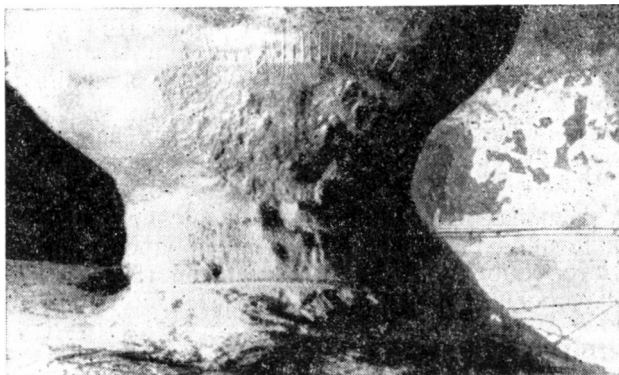


Рис. 107. Рудные целики для поддержания пород кровли

В зависимости от назначения и расположения целики, оставляемые при разработке рудных месторождений, могут быть:

1) охранные — для охраны основных горных выработок, подъемных и вентиляционных шахт, уклонов и т. п., а также различных поверхностных сооружений и водоемов; 2) междуэтажные — с целью сохранения выработок вышележащего этажа или же в связи с образованием камер, потолочина которых отрабатывается во вторую очередь (рис. 108, а); 3) междукамерные — между смежными камерами (рис. 108, б); 4) междублоковые — между смежными блоками в том случае, когда блок включает несколько камер и междукамерных целиков (рис. 108); 5) барьерные — между отдельными участками шахтного поля, отрабатываемыми самостоятельно; 6) подкровельные — у недостаточно устойчивого висячего бока месторождения; 7) опорные — при пологом и наклонном падении залежи в очистном пространстве. При пологом и наклонном падении оставляемые целики могут располагаться регулярно с соблюдением постоянных, установленных проектом размеров и нерегулярно, без соблюдения постоянства их размеров и формы.

Охранные целики стволов шахт, уклонов и других основных выработок оставляют обычно на весь срок их существования и приступают к их отработке после того, как отпадает необходимость в их охране от проявлений горного давления.

Междукамерные целики оставляют на период, необходимый для сохранения подготовительных или вентиляционных выработок либо до окончания отработки камер. При крутом и наклонном падении междуэтажный целик включает обычно днище камер вышележащего этажа (рис. 108) и потолочину камеры нижележащего.

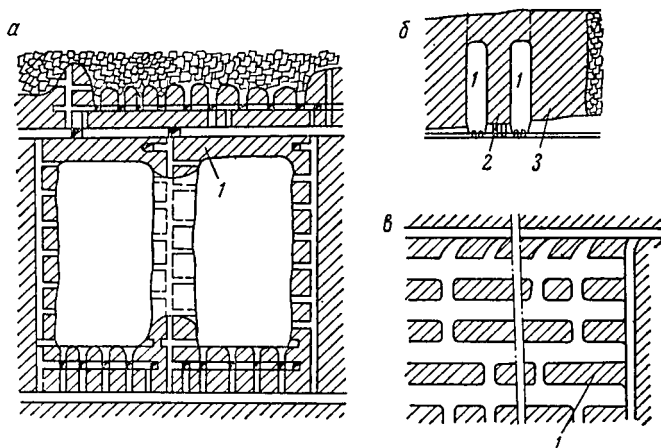


Рис. 108. Целики, оставляемые при разработке месторождений:

a — междуэтажный (потолочина): 1 — потолочина; *б* — междукамерный и междублоковый: 1 — камера; 2 — междукамерный целик; 3 — междублоковый целик; *в* — ленточные; 1 — ленточный целик

Отработка этих частей междуэтажного целика может производиться раздельно или же одновременно в зависимости от местных условий и принятого метода отработки.

Междукамерные целики, поддерживающие при пологом и наклонном падении породы кровли, а при крутом — породы лежачего бока и потолочину, имеют различную ширину в зависимости от устойчивости и крепости руды и боковых пород, их физико-механической характеристики, мощности месторождения, ценности руды и др.

Междублоковые целики, как правило, имеют большую (в 1,5—2 раза) ширину, чем междукамерные.

Барьерные целики оставляются значительной ширины (25—50 м и более) в зависимости от горнотехнических условий и величины горного давления.

Подкровельные целики оставляются под висячим боком при недостаточной устойчивости пород. Они предохраняют от отслаивания и вывалов кусков пустых пород висячего бока, засоряющих отбитую руду и могущих быть причинами несчастных случаев.

При наклонном и крутом падении подкровельные целики называют еще «корками висячего бока».

При большой мощности залежей целики оставляют со значительным запасом, однако и при этом под влиянием давления пород кровли целики с течением времени изменяют свою форму.

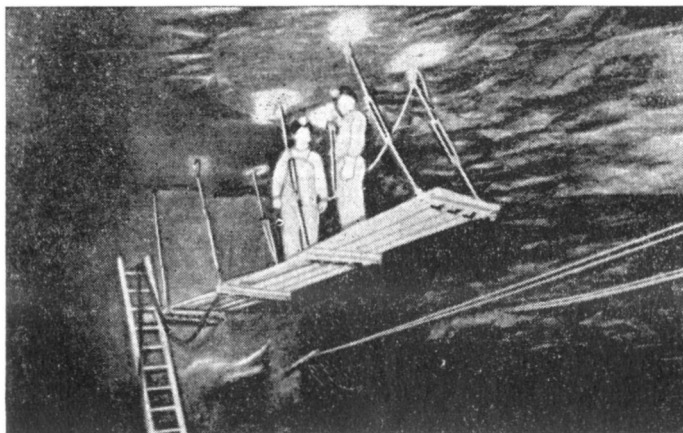
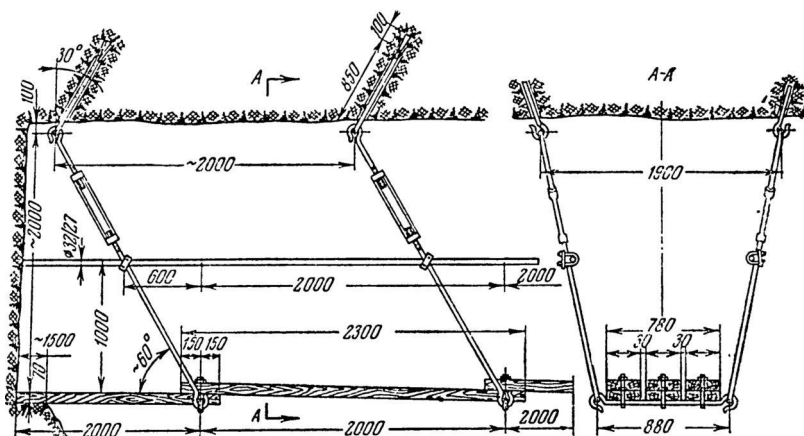


Рис. 109. Мостик для оборки заколов кровли камер и стенок целиков

Производство горных работ на участках месторождения с оставленными рудными целиками требует систематической оборки заколов кровли камер и стенок целиков. С этой целью используются мостики, укрепляемые в кровле выработки на специальных болтах (рис. 109), а также передвижные платформы.

Прочность целиков и пород кровли может быть увеличена путем их искусственного поддержания штанговой крепью. Кроме того, в зарубежной практике в некоторых случаях прочность це-

ликов увеличивают за счет стальных канатов, плотно охватывающих целик (рис. 110).

Обычно целики оставляются больших размеров, чем это необходимо по условиям поддержания пород кровли, поэтому

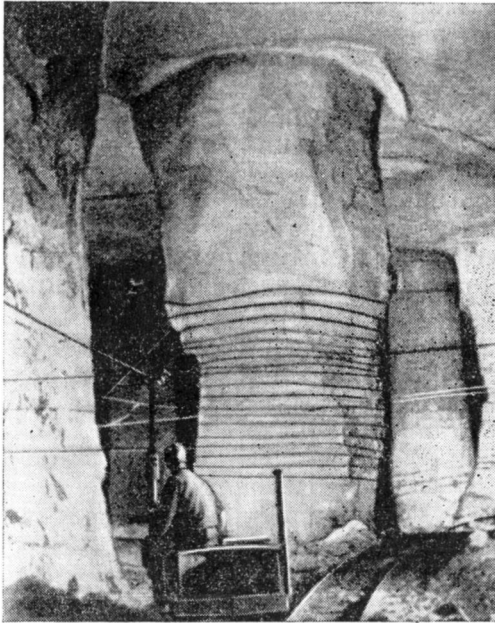


Рис. 110. Увеличение прочности целиков путем применения стальных канатов

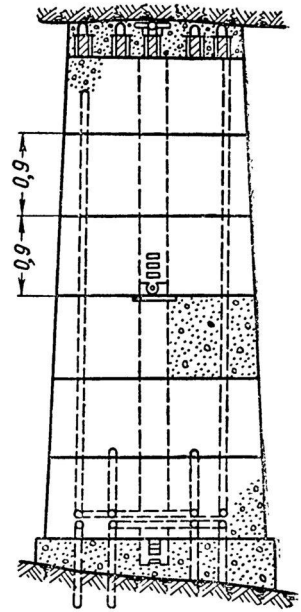


Рис. 111. Железобетонный столб для поддержания кровли

в ряде случаев имеет место дополнительное извлечение руды из целиков. Работы эти обходятся весьма дорого и являются небезопасными в связи с возможностью внезапного обрушения кровли. В некоторых случаях удается извлечь от 10 до 30% руды, оставленной ранее в целиках. При особо ценных рудах, когда требуется наиболее полное извлечение, рудные целики могут быть заменены бетонными столбами, устанавливаемыми для поддержания кровли. Такой бетонный столб состоит из бетонных колец, скрепляемых металлической арматурой. Основание столба укреплено на специальных болтах, для которых в почве-пласта пробуриваются специальные шпурь.

Поддержание выработанного пространства рудными целиками характерно для разработки залежей медной руды в Джексонане. Весьма интересным также является разработка месторождений железной руды с поддержанием выработанного пространства целиками на руднике Вобана в Нью-Фаундленде.

Это месторождение железной руды залегает под дном океана. В настоящее время разрабатывается часть месторождения протяжением 4,5 км вдоль берега и 2,5 км по падению (в сторону океана).

Выбор целесообразных размеров целиков является одним из основных вопросов при этом способе поддержания пород кровли. При управлении горным давлением при других системах разработки с образованием камер (подэтажных штреков) необходимо провести мероприятия двойного рода, в первую очередь необходим выбор рациональных размеров элементов блока, т. е. камер, междукамерных целиков и потолочин, и регулирование сроков отработки камеры, во-вторых, при этой системе разработки требуется систематическая разгрузка рудного массива потолочины и целиков от горного давления. Если эти мероприятия оказываются малоэффективными, от применения камерных систем отказываются в пользу систем с обрушением (табл. 24).

Таблица 24

Изменение параметров камерной системы разработки основной залежи рудника им. Коминтерна с понижением уровня горных работ (по Иванову Ю. А.)

Горизонт от поверхности, м	Высота этажа, м (H)	Высота камеры, м (H _к)	Высота потолочины, м (h _п)	$\frac{h_{п}}{H_{к}}$	$\frac{h_{п}}{H}$	Ширина камеры, м (a)	Ширина междукамерного целика, м (b)	$\frac{b}{a}$	Число камер с самобрушившейся потолочины к общему числу камер, %	Примечание
197	40	32	8	0,25	0,2	14	8,6	0,61	23,5	Широкое внедрение этажно-камерной системы ¹
247	50	40	10	0,25	0,2	16,7	10,5	0,63	55,5	
307	60	46	14	0,30	0,23	18,2	12,1	0,67	61,4	
367	60	40	20	0,50	0,33	28,1	19,6	0,7	73,6	
437	70	44	26	0,64	0,37	27,3	29,3	1,08	83,4	
517	80	2× × 21	2× 19	0,90	0,47	25,0	50—60	2,0	—	

¹ При внедрении этажно-камерной системы разработки была увеличена ширина камер, при этом началось интенсивное сводообразование и обрушение рудного массива. Высота потолочины была значительно увеличена.

Концентрация напряжений в рудных потолочинах обычно весьма велика. С течением времени развиваются псевдопластические деформации, что в общей совокупности может привести к неожиданным обрушениям, сопровождающимся воздушным ударом значительной силы¹

¹ Сущность воздушного удара заключается во взрывоподобном выталкивании обрушающимися породами заключенного в объеме камеры воздуха в выработку шахты.

Во избежание неожиданных самообрушений потолочин необходимо своевременно производить искусственное обрушение их массовыми взрывами, а при слепых залежах обрушать породы кровли.

При усилении горного давления по мере углубления горных работ увеличивают размеры потолочины и междукammerных целиков для обеспечения нормальных и безопасных условий ведения очистных работ.

Возрастающее давление заставляет отказываться от камерных систем разработки в пользу систем с обрушением.

Преимущества управления горным давлением путем оставления целиков: простота метода, поскольку оставление целиков в процессе очистной выемки не вызывает затруднений; снижение до минимума затрат на искусственное крепление; устранение опасности пожара; сохранение поверхности; дополнительное извлечение руды из целиков при отсутствии необходимости в сохранении поверхности.

К недостаткам управления горным давлением путем оставления целиков следует отнести: большие потери руды, особенно при необходимости сохранения поверхности; нецелесообразность применения при богатых рудах, так как во многих случаях выгоднее извлечь богатую руду, применив другие, менее экономичные системы разработки; отсутствие возможности обеспечить регулярное расположение целиков, что необходимо для обеспечения прочного поддержания кровли. Стремление взять побольше богатой руды, а также горногеологические особенности месторождения обуславливают неправильное и несистематическое оставление целиков.

Разрушение целиков с течением времени создает возможность в некоторых особо неблагоприятных случаях обвала пород висячего бока с вытекающими отсюда катастрофическими последствиями.

§ 5. ПОДДЕРЖАНИЕ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА КРЕПЬЮ

Поддержание выработанного пространства может осуществляться в некоторых условиях при помощи крепи. Различают следующие виды крепи:

- крепление стойками при разработке пологопадающих месторождений;

 - крепежными рамами;

 - костровой крепью;

- распорной крепью при разработке крутопадающих месторождений;

 - усиленной распорной крепью;

 - станковой крепью;

 - штанговой крепью.

Крепление стойками является наиболее простым типом поддержания выработанного пространства и заключается в установке на определенном расстоянии друг от друга крепежных стоек для поддержания кровли. Для крепления могут использоваться деревянные, металлические или железобетонные стойки. Для придания большей устойчивости крепи между стойками и кровлей выработки забиваются клинья.

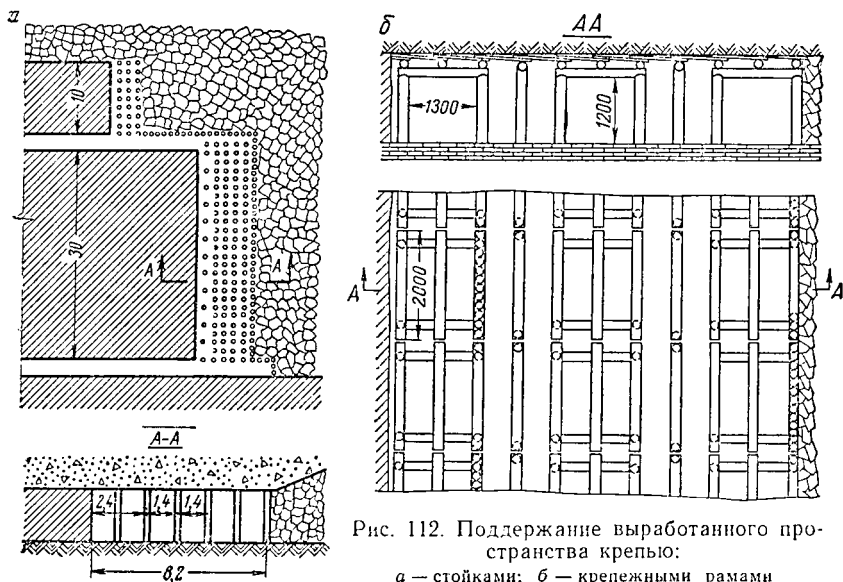


Рис. 112. Поддержание выработанного пространства крепью:

а — стойками; б — крепежными рамами

Разновидностью крепления стойками является органная крепь (рис. 112), которая ограничивает, как бы отрезает, призабойное пространство за пределами обрушения при управлении кровлей.

Крепление крепежными рамами применяют при разработке рудных месторождений с недостаточно устойчивой кровлей, сочетая этот вид кровли с затяжкой кровли обаполами. Расстояние между крепежными рамами принимается от 0,5 до 1 м. На рис. 112, б показано крепление рамами при разработке пологопадающих месторождений бурого железняка.

Крепление кострами применяют при усиленном горном давлении, так как этот вид крепи способен выдерживать большее давление. Обычно крепление кострами применяют при разработке пологопадающих месторождений. При этом в соответствии с закономерностями распределения горного давления непосредственно у забоев недостаточно крепления крепежными стойками,

поэтому по мере нарастания горного давления устанавливаются костры (рис. 113).

Для усиления костровой крепи внутреннее пространство заполняется породой. Костры могут устанавливаться на металлической раме, снабженной клиновым затвором, что обеспечивает быструю разгрузку костровой крепи от горного давления при не-

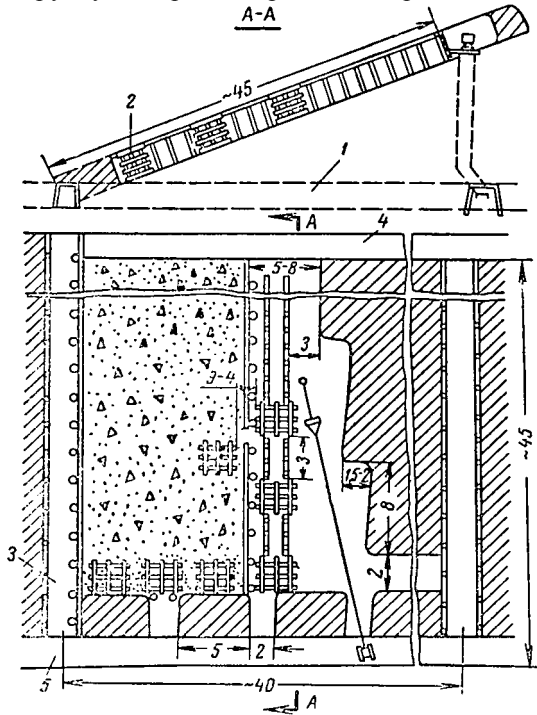


Рис. 113. Поддержание выработанного пространства костровой крепью:

1 — квершлаг; 2 — костровая крепь; 3 — наклонный восстающий; 4 — подэтажный штрек; 5 — откаточный штрек

обходимости ее вторичного использования. Костры иногда изготавливают из кусков рельсов, что, однако, является нецелесообразным в связи с большими затратами металла.

На рис. 114 показаны различные способы поддержания выработанного пространства.

Распорная крепь применяется при мощности месторождений, не превышающей 4 м, что определяется длиной стоек и возможностью их установки в забое.

Распорные стойки крепи устанавливаются не перпендикулярно к плоскости висячего бока, а с отклонением от нормали около 10° .

При усиленной распорной крепи (рис. 114, б) стойки устанавли-

ливаются на специальных продольных лежангах, укладываемых по падению на лежащий бок и у контакта с породами висячего бока. Помимо этих продольных лежангов при неустойчивых породах кровли производится затяжка обаполами.

Крепление станковой крепью применяют при разработке слабых неустойчивых руд. Основным элементом крепления является так называемый станок — параллелепипед, грани которого

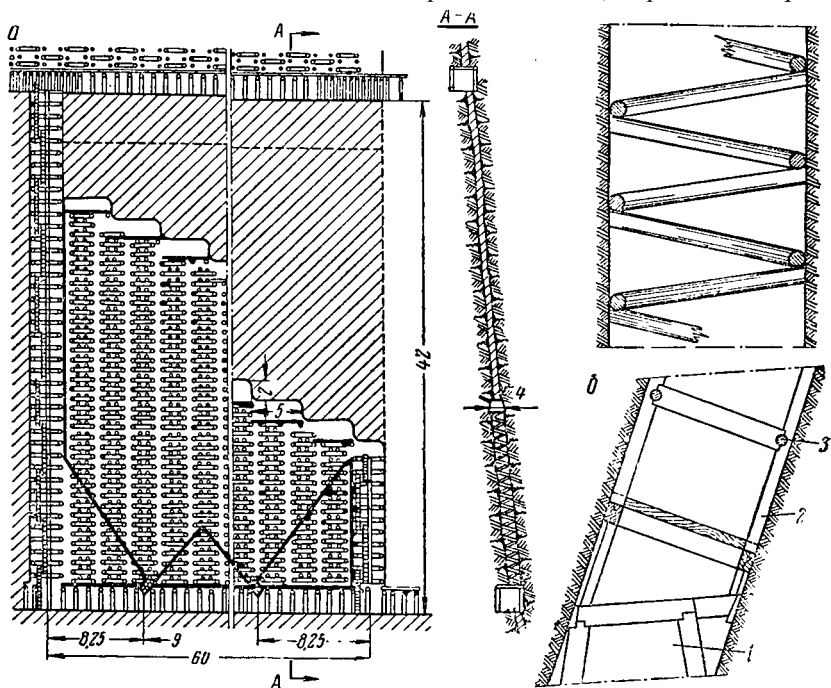


Рис. 114. Поддержание выработанного пространства:

a — распорной крепью; *б* — усиленной распорной крепью; 1 — штрек; 2 — лежень; 3 — расколлот

образованы брусьями, соединенными специальным замком (рис. 115).

Длина стоек изменяется от 1,8 до 3 м. Длина распорных перекладов — от 1,2 до 2 м. Поперечное сечение изменяется от 0,2 X 0,2 до 0,3 X 0,3 м. Станки плотно расклиниваются между породами висячего и лежащего боков и рудой.

Ввиду пожарной опасности, которую представляют станки, такое крепление очень часто применяют вместе с закладкой.

Большое распространение получила в настоящее время штанговая крепь (рис. 116), представляющая собой металлические штанги, расклинивающиеся в шпурах. Штанговую крепь вначале использовали для поддержания кровли, состоящей из пласто-

слоистых пород. В последующем она нашла широкое применение для крепления кровли и боков подготовительных и очистных выработок в различных горногеологических условиях.

Штанги, применяемые для крепления, изготавливаются из мягкой стали с временным сопротивлением на разрыв 30 кг/см^2 (сталь марок Ст. 3, Ст. 4).

Наиболее распространены штанги двух типов: клинощелевого (рис. 116, а); распорного (рис. 116, б).

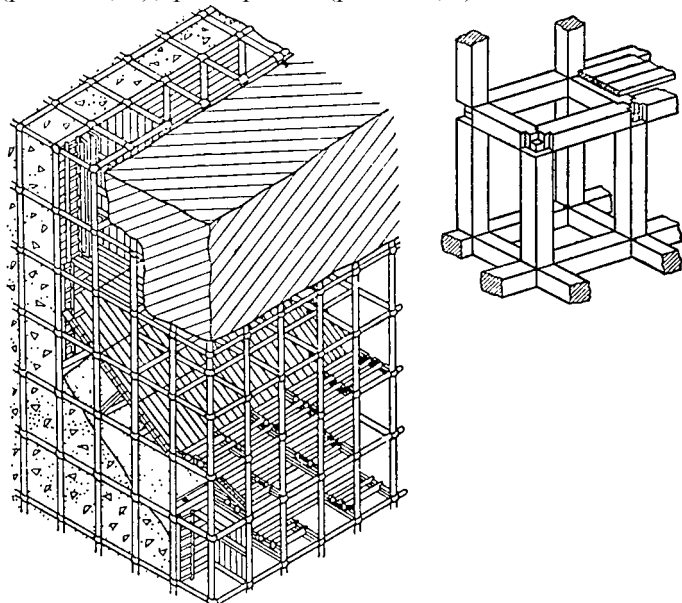


Рис. 115. Поддержание выработанного пространства станковой крепью на рудниках США

Диаметр штанги обычно 25 мм, длина изменяется в зависимости от горногеологических условий от 1 до 3 м. После установки клина и штанги в шпуре штангу забивают и клин ее расклинивают, после чего устанавливают прокладку и производят затяжку. В распорных штангах заклинивание происходит путем расширения не самой штанги, а разрезного цилиндра. При этом, как следует из рис. 116, б, конструкция штанги несколько усложняется. Диаметр штангам, благодаря наличию распорных цилиндров, принимают меньше, чем при клиновых.

Помимо металлических, применяются также железобетонные штанги для закрепления кровли и почвы выработки (рис. 116, г). При этом в скважины, пробуренные на глубину 2—3 м, заводят стальной трос. Затем в каждую из скважин вставляют металлическую трубку диаметром 3—4 мм, доводя ее до забоя скважины.

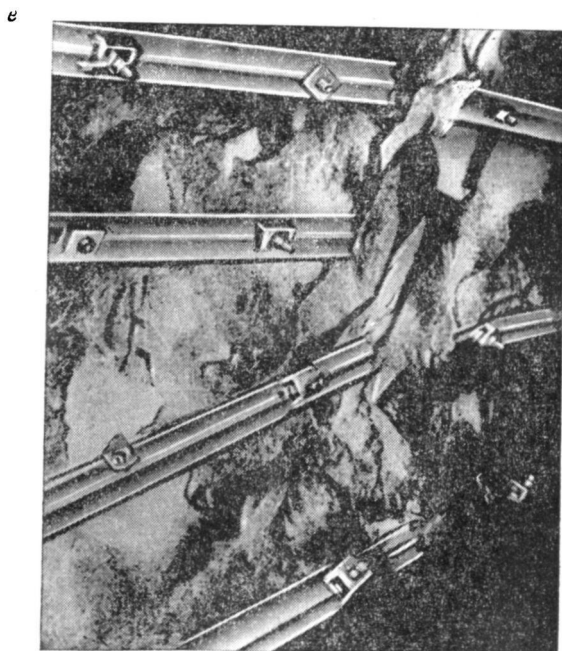
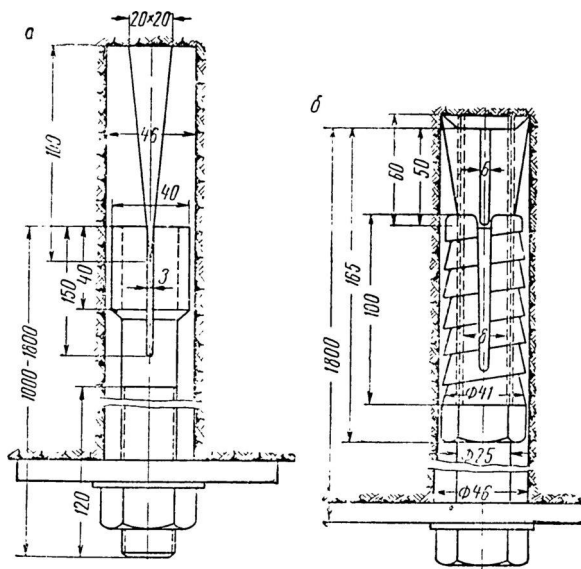
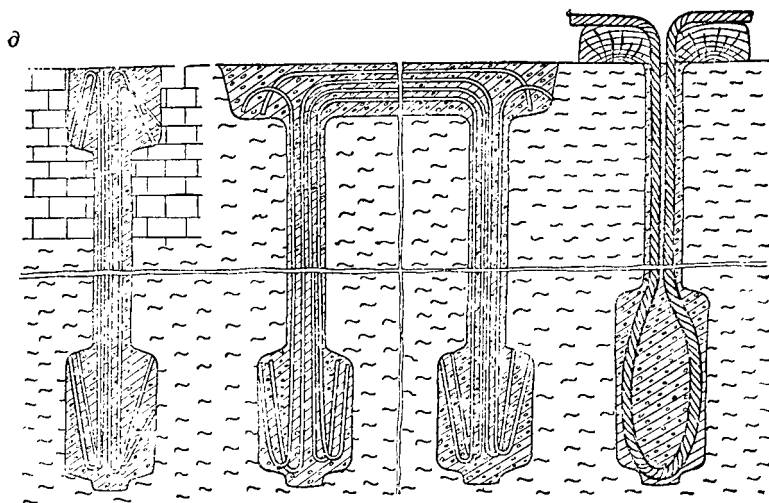
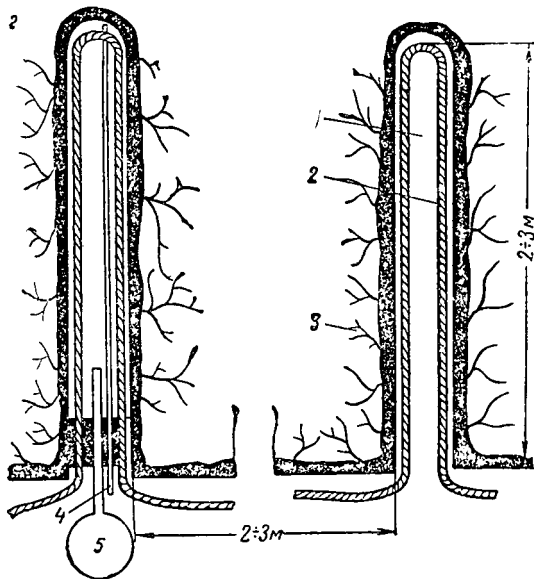


Рис. 116 Штан
a — клинощелевого типа; *б* — распорного; *в* — с ме
 жины; 2 — стальной трос; 3 — цементируемые трещи
 штанга с повышенной



годовая крепь:

таллическими перекладинами; 2 — железобетонная штанговая крепь; 1 — скважины; 4 — трубка для отвода воздуха; 5 — торкрет-пушка; 0 — железобетонная несущая способностью

В каждую скважину вставляют также короткий отрезок трубы диаметром около 20 мм и длиной около 25 см. Устье скважины цементируют, используя быстросхватывающийся цемент, с целью образования пробки высотой около 10 см. Пробка должна противостоять давлению 20 ат при нагнетании цементного раствора в скважину через 20-мм трубку. Воздух, находящийся в скважине, при этом выходит через трубку меньшего диаметра. Нагнетание прекращают, когда скважина перестает поглощать раствор.

При нагнетании цементного раствора в скважину происходит проникновение его по трещинам в окружающие породы. В результате образуется как бы железобетонная плита вокруг выработки.

На рис. 116, д показана железобетонная штанговая крепь повышенной несущей способности, применяемая для закрепления почвы выработки. Скважина в замковой части расширяется для большей надежности крепи.

При железобетонных штангах большое значение имеют прочностные свойства бетона, скорость их нарастания и величина сцепления бетона с арматурой.

По сравнению с металлическими штангами железобетонные штанги имеют меньшее распространение.

Достоинства штангового крепления: 1) возможность полной механизации крепежных работ, так как бурение шпуров, установка штанг, их расклинивание и затяжка могут быть полностью механизированы; 2) обеспечивается полная пожарная безопасность выработок; 3) транспортировка штанговой крепи обходится значительно дешевле, чем других видов крепи; 4) увеличивается полезное поперечное сечение выработок.

В случае необходимости штанговая крепь может быть усилена деревянными или металлическими перекладинами (рис. 116, в) либо железной сеткой.

§ 6. ПОДДЕРЖАНИЕ ЗАКЛАДКОЙ

Закладка выработанного пространства является одним из распространенных способов управления горным давлением. Под закладкой понимают процесс заполнения выработанного пространства, образующегося в результате выемки полезного ископаемого, закладочным материалом с целью управления горным давлением, уменьшения потерь руды и металла в недрах, предотвращения возникновения эндогенных пожаров при разработке сернистых руд, оседания поверхности и улучшения проветривания.

Закладка выработанного пространства широко применяется при разработке руд цветных, редких металлов и золота, т. е. тогда, когда удорожание добычи руды может быть оправдано экономически. В зависимости от времени производства работ раз-

личают одновременную закладку, выполняемую одновременно с очистной выемкой, и последующую закладку, производимую после окончания отработки блока.

В зависимости от физического состояния закладочного материала различают сухую закладку, осуществляемую материалом с естественной влажностью, а также мокрую и глинизированную закладку — сухой закладочный материал, поливаемый по мере заполнения выработанного пространства водой или пульпой из воды, глины и песка.

В зависимости от способов производства работ различают закладку:

самотечную, при которой закладочный материал в выработанное пространство перемещается под действием силы тяжести;

механическую — закладочный материал размещается в выработанном пространстве специальными механизмами и машинами (скреперные установки, метательные машины);

гидравлическую — закладочный материал, предварительно смешанный с водой, по трубам перемещается в выработанное пространство;

пневматическую — закладочный материал перемещается под действием сжатого воздуха;

бетонную, при которой в качестве закладочного материала используется подготовленная к укладке бетонная масса, тем или иным способом доставляемая в выработанное пространство, и самосхватывающуюся закладку, которая состоит из закладочного материала, содержащего такие компоненты, которые способствуют его затверждению (схватыванию), например, хвостами обогатительной фабрики с содержанием пирротина.

Материалы для закладки выработанного пространства представляют собой горные породы, специально добываемые для этой цели (песок, галька, дробленые скальные породы), или отходы производства, например пустую породу, получаемую в руднике при разработке месторождения, шлаки металлургического производства, хвосты обогатительных фабрик.

Глины, суглинки и супеси применяют в качестве добавок к другим материалам.

Подробное описание закладочных материалов и технологии процесса закладочных работ будет дано в главе XIV при рассмотрении систем разработки с закладкой.

§ 7. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ ПРИ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ

При системах разработки с магазином 65—70% руды временно оставляют в очистном пространстве, используя ее в качестве помоста для горнорабочих, занятых на потолкоуступной отбойке руды в магазине.

При этой системе разработки горное давление со стороны крепкого и устойчивого всячего бока воспринимают междукамерные целики и потолочина магазина.

Оставление в магазине руды не является средством поддержания пород всячего бока. Если породы недостаточно устойчивы, отбитая в магазине руда либо будет потеряна — «зажата» породами всячего бока, либо сильно разубожена при выпуске отслаивающимися пустыми породами со стороны всячего, а также и лежащего боков. Последнее время для поддержания боковых стенок магазинов применяют штанговую крепь.

§ 8. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ ПРИ СИСТЕМАХ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Применяют различные способы управления горным давлением при системах разработки с обрушением руды и покрывающих пород.

Рассмотрим эти способы применительно к различным системам разработки и горногеологическим условиям.

В случае разработки полого- или наклоннопадающих рудных залежей (рис. 104, 112, а) управление горным давлением осуществляют, руководствуясь гипотезой образования над очистным забоем свода давления, который передвигается вслед за продвижением забоя. Пятами этого свода является рудный массив впереди забоя и породы лежащего бока позади его. Давление налегающей толщи пород, передаваясь на пяты свода, благодаря образованию свода равновесия, не передается на очистной забой.

Крепь призабойного пространства испытывает только давление, вызванное весом пород внутри свода равновесия.

В пятах свода, т. е. на участке рудного массива впереди забоя и в выработанном пространстве позади забоя, наблюдается значительное по величине так называемое опорное давление.

По мере продвижения очистного забоя пролет кровли, поддерживаемый крепью, возрастает, одновременно увеличиваются размеры свода равновесия и обусловленная этим величина горного давления.

В связи с этим необходимо периодически уменьшать ширину выработанного пространства, обрушая породы кровли и создавая тем самым разрядку напряжений в налегающих породах.

Расстояние, на которое может безопасно продвигаться очистной забой до момента обрушения налегающих пород, называют «шагом обрушения».

Выбор рациональных размеров шага обрушения применительно к конкретным условиям того или иного месторождения входит в задачу управления горным давлением. Аналогично решается задача управления горным давлением и при других

системах разработки, где выемка руды производится горизонтальными слоями с обрушением пород кровли. Здесь основной вопрос заключается в выборе допустимых размеров закрепленного очистного пространства в условиях данного месторождения.

Важную роль в этом случае, так же как и в ранее рассмотренных, играет фактор времени. Чем больше скорость очистной выемки, тем меньше срок существования выработки, тем меньше проявления горного давления, и наоборот.

При системах с обрушением руды и покрывающих пород управление горным давлением подчиняется в основном тем же принципам — выбор рациональных элементов системы разработки и сокращение сроков отработки выемочных блоков за счет повышения интенсивности очистной выемки.

Большое значение при системах с обрушением играют размеры площади основания выемочных блоков, так как в этом случае в отличие от других методов очистной выемки горное давление вызывается весом обрушенной руды и покрывающих пород, действующих непосредственно на днище отработываемых блоков.

Горное давление подчиняется в этом случае законам сыпучих тел, оказывающих давление на дно бункера. Чем меньше размеры площади основания блока, тем слабее горное давление на его днище, и наоборот. Это явление обусловлено сводообразованием, возникающим в результате действия сил внутреннего трения как в самой руде, так и о стенки блока.

Мероприятием, снижающим величину горного давления в этом случае, является уменьшение ширины блока для полного использования сил внутреннего трения и снижения горного давления.

Как показали исследования (Криворожский горнорудный институт), очистную выемку следует вести узкими панелями 20—25 м (рис. 117), сохраняя выработки днища от большого горного давления путем расположения днища в пределах охранной зоны,

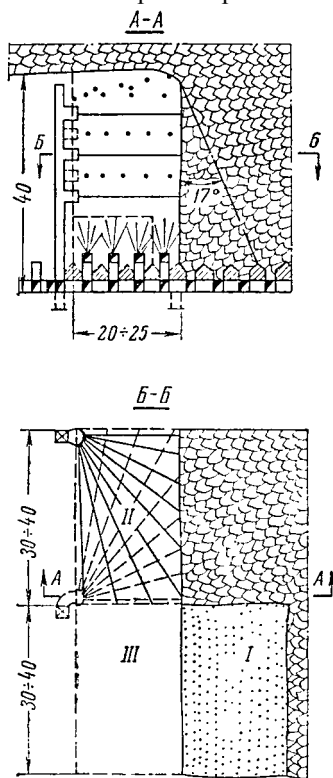


Рис. 117 Система подэтажного обрушения на руднике им. Дзержинского: I, II, III — порядок отработки панелей

которая создается у стенки массива за счет сил внутреннего трения в обрушенной руде при ее движении к выпускным воронкам.

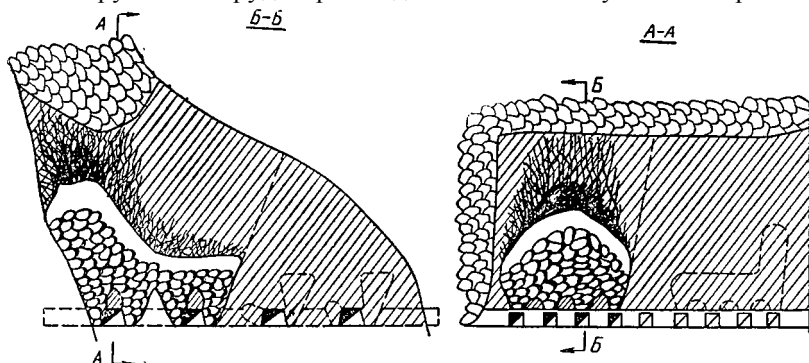


Рис. 118. Система подэтажного самообрушения на Ингулецком руднике в Криворожском бассейне

При системах с самообрушением руды горное давление выполняет полезную работу разрушения руды в массиве, т. е. энергия горного давления используется для разрушения руды.

Так, например, на Ингулецком руднике в Криворожском бассейне на протяжении ряда лет горное давление используется со стороны висячего бока для разрушения рудного массива и дробления руды (рис. 118). Благодаря предварительной подсечке со стороны лежащего бока отработываемый блок как бы опрокидывается на лежащий бок, а руда разрушается и дробится под влиянием горного давления.

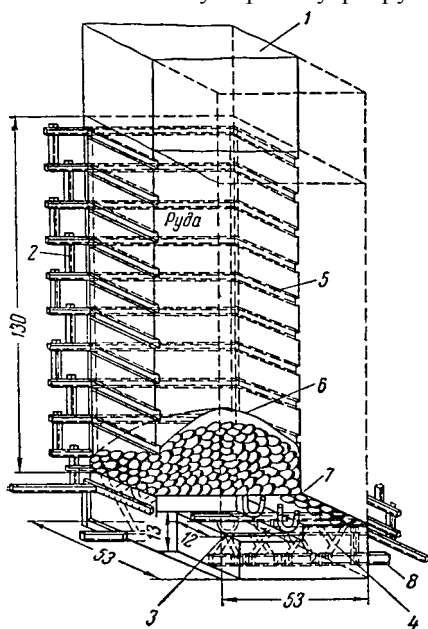


Рис. 119. Самообрушение блока с образованием свода естественного равновесия (рудник Кинг, США):

1 — налегающие породы; 2 — ходовые выстающие; 3 — горизонт грохочения; 4 — рудоспуск; 5 — отрезные выработки; 6 — свод естественного равновесия; 7 — горизонт подсечки; 8 — горизонт погружки

При системах с самообрушением (рис. 119) подсечка блока руды на заданной площади ведет к обрушению руды в пределах купола равновесия. Скорость подсечки определяет характер обрушения руды и величину купола равновесия.

Чем больше скорость подсечки, тем больше кусковатость руды. Для достижения хорошего дробления руды необходимо, чтобы скорость подсечки не превышала бы строго определенной для каждого месторождения величины (например, 700 м³ в месяц для условий Криворожского бассейна).

Управление горным давлением при системах с самообрушением достигается за счет проходки так называемых отрезных выработок у стенок блока, ослабляющих рудный массив по заданным контурам блока.

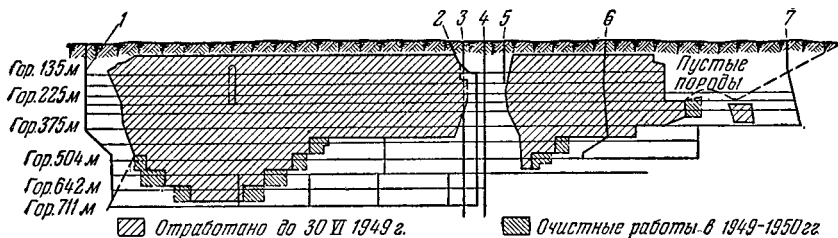


Рис. 120. Схема отработки месторождения на руднике Нкана (северный участок):

1 — ствол шахты № 6; 2 — ствол шахты № 7; 3 — ствол В; 4 — ствол шахты "Центральная"; 5 — ствол шахты № 2; 6 — ствол шахты № 5; 7 — ствол шахты № 8

Очистная выемка должна производиться планомерно без оставления каких-либо целиков в выработанном пространстве, что особенно важно в условиях большого горного давления, возникающего при значительной глубине разработки.

Основной принцип выбора целесообразного порядка очистной выемки — это отработка залежи в направлении от зон с большим горным давлением к зонам с наименьшими проявлениями последнего, т. е. от центра залежи к флангам.

Для уменьшения горного давления очистные работы следует вести на нескольких этажах одновременно (рис. 120), благодаря этому обеспечивается необходимое число очистных забоев и возможно фронтальное продвижение очистной выемки в пределах каждого этажа.

Давление обрушенных пород на рудный массив и породы лежащего бока при разработке мощных рудных месторождений диктует необходимость первоочередной отработки рудной залежи от лежащего бока к висячему, поскольку у последнего в ряде случаев давление не проявляется вовсе.

§ 9. ГОРНЫЕ УДАРЫ И МЕРОПРИЯТИЯ ПО БОРЬБЕ С НИМИ

Горным ударом называют бурное проявление горного давления, выражающееся в зависимости от горногеологических и горнотехнических условий разработки, в виде:

а) взрывоподобного отбрасывания кусков породы от стенок выработки («стреляние» горных пород);

б) полного или частичного разрушения крепи и завалов выработки (рис. 121), сопровождающихся выбросом значительного объема пород;

в) колоссальных обвалов пород висячего (а иногда и лежащего) бока, обрушений и завалов выработки на большой площади.

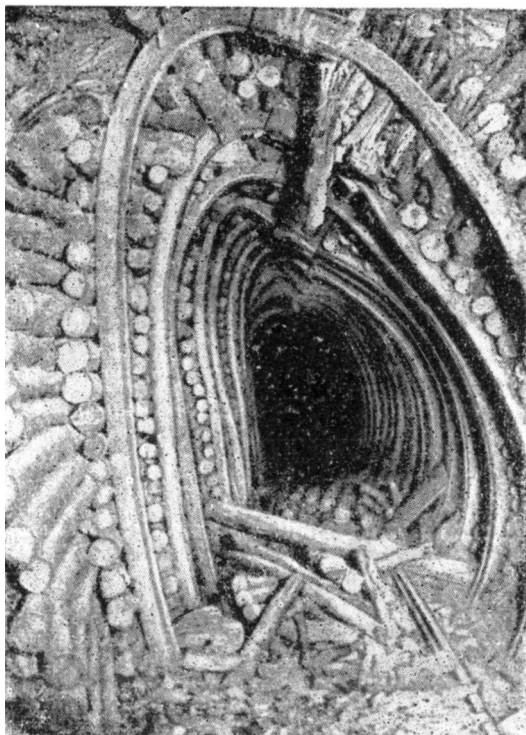


Рис. 121. Штрек, закрепленный металлической крепью после горного удара на руднике Колар (Южная Индия)

Горные удары сопровождаются сильным гулом, воздушным ударом и сейсмическим эффектом. Для проявления горных ударов необходимо, чтобы мощные пласты пород, находящиеся в перенапряженном состоянии, были хрупкими и обладали способностью накапливать упругую энергию, а затем внезапно освободить ее при нарушении установившегося равновесия при проведении горных выработок.

Перенапряженное состояние горных пород и обусловленные этим горные удары проявляются в зонах повышенного горного

давления, определяемого значительной глубиной разработок или напряжением, возникшим в земной коре в результате тектонических нарушений (серебряно-цинковые рудники Тироля, Восточные Альпы, Австрия) и др.

На рудниках, где наблюдаются горные удары, наиболее часто проявления последних приурочены к зонам геологических нарушений — сбросам, сдвигам, складкам и т. п.

Сила горных ударов оценивается по весу обрушенных пород или по амплитуде колебаний сейсмографов.

Проф. С. Г. Авершин предложил следующую шкалу для оценки силы горных ударов (табл. 25).

Таблица 25

Шкала оценки силы горных ударов

Сила горного удара	Вес обрушенной породы, т	Нарушение крепи
Легкий	До 10	Отсутствует
Средний	До 50	Наблюдается повреждение крепи
Сильный	Свыше 50	Сильные разрушения крепи и выработок

Р. Г. Морисон (Канада) предложил шкалу для оценки силы горных ударов по амплитуде колебаний сейсмографа.

Сила горного удара	Амплитуда колебания сейсмографа, мм
Легкие	Менее 1
Средние	От 1 до 10
Сильные	Более 10

Большое влияние на проявление горных ударов оказывает фактор времени.

В ряде случаев проведение горных выработок не вызывает горных ударов в результате концентрации напряжений у контура выработки. Однако, если эти напряжения в горных породах действуют длительное время, горный удар может произойти без дополнительного приложения нагрузки. Очень часто ведение горных работ на смежных участках шахты и происходящее при этом незначительное перераспределение напряжений в массиве горных пород является причиной достижения предельной величины напряжений и горных ударов.

§ 10. ГОРНЫЕ УДАРЫ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ И МЕРОПРИЯТИЯ ПО ИХ ПРЕДОТВРАЩЕНИЮ

При перенапряженном состоянии пород вокруг горных выработок в зависимости от физико-механических свойств происходят горные удары той или иной силы или же обычные вывалы.

На рис. 121 показан штрек, закрепленный металлической крепью, после горного удара большой силы на рудниках Колар (Южная Индия).

Горные удары чаще всего происходят в выработках прямоугольного или трапецеидального сечения. Наличие трещин, прослоев слабых пород или тектонических нарушений (рис. 122) усиливает эффект горного давления. Отрицательную роль играет также кливаж, параллельный стенкам выработки.

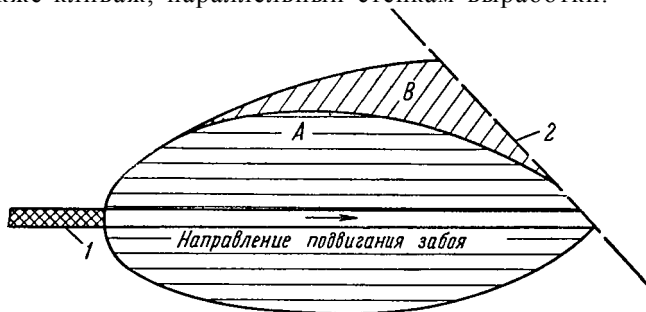


Рис. 122. Схема условий, способствующих возникновению горного удара в горизонтальной выработке:
1 — жила; 2 — линия тектонического нарушения

Горные удары в подготовительных выработках, проводимых вблизи выработанных пространств в породах лежачего или висячего бока с целью отработки оставленных целиков, происходит в силу перенапряженного состояния горных пород и значительного опорного давления, возникающего на контуре штрека, что обусловлено характером концентрации напряжений в целике между двумя выработками различного сечения.

В связи с этим следует вести горные работы так, чтобы подобная необходимость проходки подготовительных выработок была исключена.

Мгновенное ударное приложение нагрузки на крепь этажных выработок при горных ударах предъявляет к ней специфические требования — сопротивление ударной нагрузке.

Практика рудников Колар (Индия) и Лейк Шор (Канада) показала, что наиболее рациональным видом крепи в подобных условиях являются стальные крепежные рамы, которые затягиваются лесом или стальной сеткой и имеют вокруг себя подушку из мелких пустых пород, а иногда и песка. Благодаря уплотнению этой подушки под влиянием горного давления или же при горном ударе нагрузка на крепь распределяется равномерно, и крепь способна к большему сопротивлению.

В горизонтальных выработках в последнее время широко применяют штанговую крепь (основные откаточные выработки, камеры и т. п.). В выработках, где ожидаются горные удары,

для большей надежности такого вида крепи длину болтов увеличивают.

Третьим видом крепи, применяющейся в выработках, подверженных горным ударам, является так называемая подвесная крепь. Сущность ее заключается в следующем. В пределах участка, который должен быть закреплен, натягиваются два троса диаметром 38 мм на определенном расстоянии друг от друга (рис. 123). Закрепление концов тросов производится при помо-

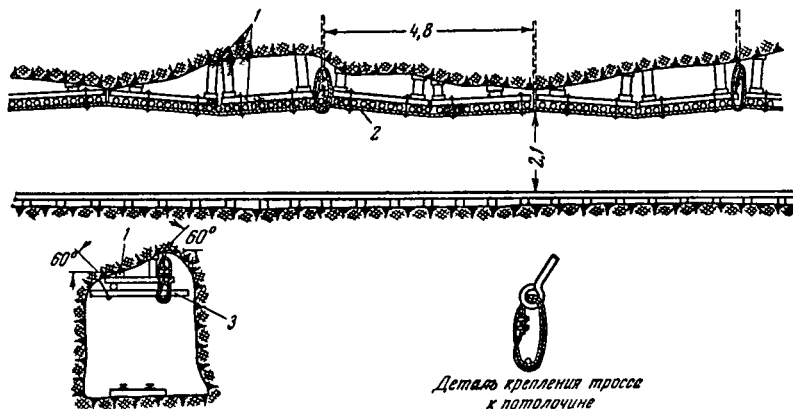


Рис. 123. Подвесная крепь в откаточном штреке рудника Лейк Шор (Канада):

1 — расклиновка; 2 — главный трос 38 мм; 3 — накат

щи «якорей». Вдоль штрека через каждые 4,8 м монтируют подвески. Болты располагают под углом 60° к горизонту. После того как тросы укреплены на подвесках, их натягивают небольшой лебедкой и крепят к «якорям». Между кровлей и тросами укладывают верхники диаметром 15 см.

Упругость подобной крепи играет весьма большую роль, сохраняя крепь и выработку при горных ударах.

При большой глубине разработки, когда стволы шахт подвергаются значительному горному давлению, в их стенках происходят вывалы, в результате чего стволы шахт прямоугольного сечения принимают круглую или овальную форму. Таким образом, прямоугольное сечение стволов шахт усиливает опасность горных ударов.

В настоящее время для глубоких рудников признано целесообразным круглое сечение подъемных и вентиляционных стволов, закрепленных бетоном и имеющих металлическую армировку. Целесообразность выбора этого сечения диктуется еще и необходимостью подачи через стволы большого количества воздуха для проветривания горных работ, ведущихся на большой глубине.

§ 11. ГОРНЫЕ УДАРЫ В ОЧИСТНЫХ ВЫРАБОТКАХ И МЕРОПРИЯТИЯ ПО ИХ ПРЕДОТВРАЩЕНИЮ

Рассматривая вопрос о напряженном состоянии боковых пород, окружающих выработанное пространство, где возникают зоны усиленной концентрации напряжений, следует отметить, что причиной этого в большинстве случаев является очистная выемка с оставлением целиков.

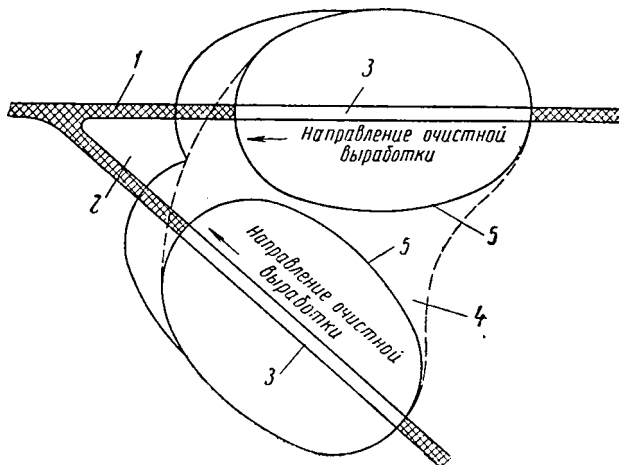


Рис. 124. Зоны напряжения, образующиеся при разработке жил на руднике Лейк Шор (Канада): 1 — разветвление жилы; 2 — зона максимальной концентрации напряжений, приводящих к горному удару; 3 — очистное пространство; 4 — суммарная зона напряжений; 5 — кольца напряжений в боковых породах

Наличие трещин в напряженных зонах может также служить причиной горных ударов. Особенно опасны в этом отношении трещины, параллельные плоскости контакта или секущие ее под острым углом.

На руднике Лейк Шор разветвленная система взаимопересекающихся и параллельных жил усиливала опасность горных ударов. Зоны напряжения, образующиеся при разработке каждой из этих жил в отдельности, перекрывают друг друга (рис. 124). Концентрация напряжений, имеющая при этом место в толще пород, разделяющей залежи, создает опасность горных ударов.

Большое значение в создании условий, способствующих горным ударам, имеет порядок и скорость очистной выемки в шахтном поле.

Среди ученых и инженеров, разрабатывающих мероприятия по борьбе с горными ударами в очистных выработках, существовали две школы, имевшие свои особые точки зрения. Первая

из этих школ считала, что наиболее рациональным для снижения опасности горных ударов является планомерная отработка залежей без оставления целиков. Другая школа придерживалась мнения, что опасность горных ударов можно устранить, применяя плотную закладку выработанных пространств и сводя тем самым к минимуму движение пород висячего и лежащего боков месторождения.

Обе точки зрения подвергались многолетней проверке на практике. При этом было установлено, что планомерная отработка месторождения без оставления целиков является наиболее надежным средством, к которому следует прибегать во всех случаях (рис. 125).

В результате анализа обширных наблюдений на самых глубоких рудниках мира Колар в Южной Индии (3250 м), Ист Ранд в ЮАР (3300 м) наибольшее число горных ударов происходит при отработке целиков в выработанном пространстве («островные» и «полуостровные» участки).

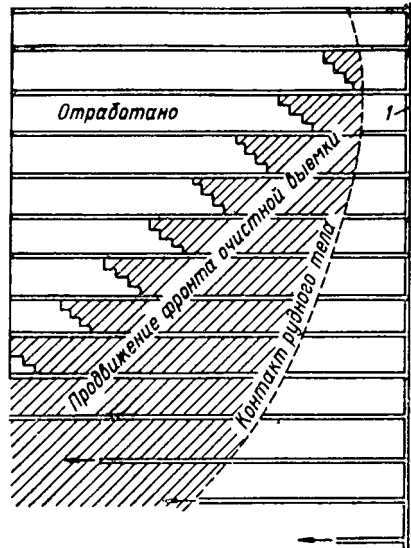


Рис. 125. Планомерная отработка месторождения без оставления целиков:

1 — ствол шахты в лежащем боку

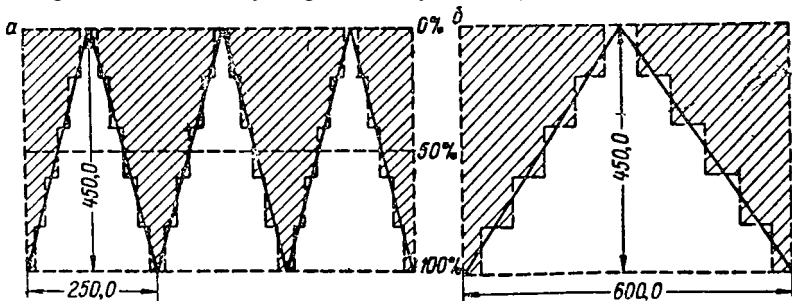


Рис. 126. План в плоскости пласта при «пикообразной» выемке на рудниках Ранда (ЮАР):

а — узкая пика; б — широкая пика

Для уменьшения опасности горных ударов следует применять планомерную отработку залежей без оставления целиков:

Остры углы обрабатываемых участков чаще приводят к гор-

ным ударам, чем тупые. В связи с этим очистные работы надо вести так, чтобы по возможности избегать острых углов.

Особую бдительность следует проявлять при отработке рудных жил вблизи зон нарушения и секущих даек.

Последнее время на всех рудниках Витватерсранда (ЮАР) применяется «пикообразная» очистная выемка (рис. 126), особенность которой заключается в одновременной выемке широкими забоями на нескольких горизонтах с опережением верхних подэтажей по отношению к нижним.

Образуемые при этом «ступенчатые пики» наилучшим образом отвечают условиям надежного и безопасного ведения работ.

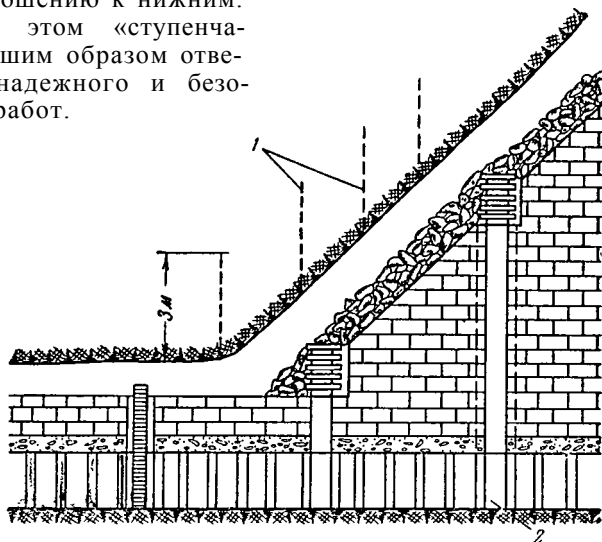


Рис. 127. Бурение шпуров для превентивных взрывов на руднике Колар:

По мере продвижения от основания пики к ее вершине опора пород всяческого бока постепенно ослабевает. Как показывает практика, такие условия обеспечивают плавное оседание пород всяческого бока по мере развития очистной выемки.

В последнее время на ряде глубоких рудников проводятся специальные мероприятия по разгрузке напряженных участков горных пород вблизи выработок путем так называемых «превентивных» взрывов для создания зоны трещиноватости. Для этого бурят и взрывают глубокие скважины по всей длине забоя.

Зона трещиноватости является, таким образом, как бы разгруженной от напряжений, возникающих в массиве пород на глубине. Бурение шпуров для превентивных взрывов на руднике Колар (Южная Индия) показано на рис. 127.

Передача ударной волны при горном ударе в гомогенном напряженном массиве пород вне зоны трещиноватости происходит мгновенно с большой скоростью. В противовес этому зона трещиноватых пород гасит эту волну, значительно снижая скорость ее распространения.

**СИСТЕМЫ
РАЗРАБОТКИ
РУДНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Часть четвертая

Глава XI • КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ И РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ТРЕБОВАНИЯ, ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ К КЛАССИФИКАЦИИ, И ПРИНЦИПЫ ЕЕ ПОСТРОЕНИЯ

Исключительно важное значение классификации как основы для изучения, совершенствования, сравнительной оценки и выбора систем разработки месторождений полезных ископаемых, является общепризнанным. Известна также особая трудность создания классификации, которая в полной мере отвечала бы указанным целям и в то же время была достаточно простой и удобной для практического использования.

Из большого числа известных в литературе классификаций систем подземной разработки одни посвящены только каменноугольным — пластовым месторождениям, другие — только рудным месторождениям. Попытки классифицировать одновременно системы разработки каменноугольных и рудных месторождений пока не достигли положительных результатов.

Отраслевое построение классификаций возникло вместе с давно утвердившимся разделением учебных курсов и вообще всей горнотехнической литературы по разработке угольных и рудных месторождений. Это, все более усиливающееся, разделение объясняется прежде всего разницей современных систем и технологии подземной разработки угольных и рудных месторождений.

Системы разработки рудных месторождений отличаются исключительным многообразием. В настоящее время насчитывается свыше 200 только основных видов систем.

Возникновение множества систем разработки рудных месторождений и особую трудность создания их научной классификации можно объяснить двумя главными причинами.

Первая причина. Широкий смысл самого понятия «система разработки», которое выражает, с одной стороны, сложную совокупность подготовительных, нарезных и очистных выработок, расположенных самым разнообразным образом в разрабатываемом месторождении, а с другой — еще более сложный комплекс технологических операций очистной выемки.

В связи с этим системы разработки отличаются между собой по очень большому числу признаков:

1) по виду и расположению подготовительных и нарезных выработок в рудном массиве выемочного участка блока, панели;

2) по направлению подвигания очистной выемки блока относительно элементов залегания рудного тела — по простиранию, вкрест простирания, по восстанию, по падению или снизу вверх и сверху вниз, комбинированно;

3) по состоянию образующегося при этом очистного пространства — выемка с открытым очистным пространством, с magazинированием руды, с закладкой, с креплением, с обрушением вмещающих пород, с обрушением руды и вмещающих пород;

4) по построению и форме очистного забоя — сплошная, уступная, подэтажная, этажная, слоевая, заходками;

5) по стадийности очистной выемки блока — одностадийная, двухстадийная, многостадийная;

6) по способам отбойки и доставки руды при очистной выемке.

Сочетание этих основных признаков в различных комбинациях дает чрезвычайное множество известных и возможных систем разработки.

Попытки построения классификации на принципе сочетания указанных признаков приводили к созданию громоздких перекрестных перечней, не получивших признания и применения.

Вторая причина — трудности создания классификации систем разработки для различных типов рудных месторождений состоит в необычайном разнообразии этих месторождений по форме, размерам, углу падения, условиям залегания, минералогическому составу, ценности и физико-механическим свойствам руды, характеру вмещающих пород и т. д.

Объединяя в классы и группы месторождения по горногеологическим признакам, определяющим применение различных систем разработки, казалось, было бы нетрудно создать классификацию, полезную для выбора систем.

На таком принципе построена, в частности, классификация систем разработки рудных месторождений в «Справочной книге по горному делу» под редакцией проф. Р. Пиля (США), предназначенная для выбора систем по заданной горногеологической характеристике месторождения. Но даже при разделении всех рудных месторождений для этой цели на 18 основных типов оказалось, что для большинства выделенных типов месторождений возможно применение не менее трех-четырех классов или групп разных систем (не считая их вариантов). С другой стороны, очень многие системы (и даже классы и группы систем) оказываются пригодными для двух-трех и более типов месторождений. Ввиду этого выбор системы разработки такая классификация нисколь-

ко не облегчает, а в качестве основы для изучения систем она совсем непригодна.

Из большого числа (свыше 20) классификаций систем разработки рудных месторождений, которые были в разное время опубликованы в отечественной и иностранной литературе, сохранили значение только две-три классификации. Все остальные существовали недолго и в настоящее время совсем не используются.

Анализ классификации и причин отказа от большинства из них позволяет следующим образом сформулировать требования, которым должна удовлетворять классификация, предназначенная для изучения, сравнительной оценки и выбора систем разработки.

1. В основу разделения систем на классы, а внутри каждого класса на группы, а в группах на виды и т. д., должны быть положены принципы, вытекающие из отбора немногих, наиболее важных признаков, характеризующих системы разработки.

2. В основу для разделения класса систем на группы обязательно принимать один и тот же признак во всех классах. Напротив, учитывая особенности каждого класса систем, нужно пользоваться при их разделении на группы разными признаками, наиболее важными для характеристики именно этого класса.

Сказанное относится также к разделению систем в группах на виды и видов на варианты.

3. Классификация не должна быть излишне обширной, разветвленной, но вместе с этим в ней по мере перехода от классов к группам и от групп к видам должно происходить объединение систем, все более сходных по условиям применения, конструктивным признакам и технологии очистной выемки. Только такое объединение систем полезно для их сравнительной оценки по показателям эффективности и для выбора.

4. Являясь основой для изучения отдельных систем и определяя достаточно отчетливые границы каждого класса, группы, вида, классификация должна в то же время отражать переходные формы систем между классами, между группами и видами («гибриды»), которые неизбежно возникают в результате общего совершенствования горной техники и комбинирования приемов разработки.

5. В классификации должны находить свое место все время возникающие новые системы разработки и их варианты.

6. В классификации необходимо по возможности избегать как создания новых искусственных наименований систем, так и использования местных названий и терминов.

Поэтому, прежде чем переходить непосредственно к изложению предлагаемой классификации, уточним ряд определений и терминов, связанных с классификационной основой систем разработки рудных месторождений.

§ 2. ОСНОВНЫЕ ПРИЗНАКИ КЛАССИФИКАЦИИ И ОПРЕДЕЛЕНИЯ

Подготовка — это проведение в определенном порядке совокупности горных выработок (штреков, ортов, восстающих), которыми вскрытая часть месторождения разделяется для разработки на самостоятельные выемочные участки — этажи, блоки, панели.

Нарезка — это проведение в подготовленных выемочных участках горных выработок, посредством которых (или из которых) осуществляется извлечение рудного массива участка.

Так как по назначению и технологии проведения нарезные выработки близки к подготовительным, то их в определенных случаях следует объединять общим термином «подготовительные выработки».

Рудный массив выемочного участка, т. е. этажа, блока, панели, столба, разделяется на извлекаемые в определенной последовательности части: подэтажи, слои, полосы, прирезки, уступы, междуканальные, междупанельные и междуэтажные целики.

В подготовительных (и нарезных) выработках выемочного участка возводятся разнообразные искусственные сооружения и устройства, например крепь, грохоты в камерах дробления, люковые рамы и затворы, погрузочные полки, бетонные, металлические или железобетонные облицовки сопряжений выработок выпуска и вторичного дробления и др.

В очистных выработках устанавливается разнообразной конструкции крепь, оставляются рудные целики, сооружаются из различных материалов столбы, колонны, полосы, стенки, днища с воронками и т. д.

Части, на которые делится рудный массив выемочного участка, расположенные в нем подготовительные, нарезные и очистные выработки, а также возводимые в этих выработках искусственные сооружения и устройства составляют конструктивные элементы системы разработки.

Определенная совокупность конструктивных элементов выражает конструкцию системы разработки.

Очистная выемка — это технологический процесс, состоящий из отбойки, вторичного дробления, доставки, выпуска и погрузки руды, поддержания очистных выработок, рабочего пространства и вмещающих пород, выполняемых при извлечении рудного массива выемочного участка.

Образующееся очистное пространство может в процессе очистной выемки оставаться открытым, т. е. свободным, быть закрепленным, заполняться отбитой рудой, закладкой, обрушенными породами или обрушенной рудой и породой.

Таким образом, выемка вскрытой части месторождения состоит вначале из создания в рудном массиве выемочного участ-

ка определенной совокупности конструктивных элементов, а затем разрушения их в определенном порядке с применением соответствующей технологии отбойки, дробления, доставки, погрузки и поддержания.

В таком представлении процесс разработки выемочного участка вначале подобен обычному строительству сооружений, также возводимых в известном порядке из определенной совокупности конструктивных элементов. Коренное отличие процесса разработки от обычного строительства начинается с последующего разрушения частей выемочного участка.

Таким образом правильное и полное определение термина «системы разработки», а также признаки, являющиеся основой их классификации, должны отражать присущие каждой системе:

конструктивную характеристику, т. е. определенную совокупность частей выемочного участка, его подготовительных, нарезных и очистных выработок и возводимых в них искусственных сооружений и устройств;

порядок очистной выемки, определяющий состояние образующегося очистного пространства;

комплекс технологических операций, выполняемых при извлечении частей выемочного участка (технология очистной выемки).

Какой же из трех главных признаков следует принять в основу разделения систем на классы, а затем на группы, виды и варианты?

В выборе первичного признака необходимо руководствоваться кроме ранее изложенных требований к классификации систем разработки также общими положениями о научных классификациях.

Известно, что в любой научной классификации в общую группу помещают объекты наиболее близкие между собой, т. е. характеризующиеся наибольшим числом свойственных им общих признаков.

Максимальное различие, т. е. наибольшее число несходных признаков, должно быть между первичными, наиболее крупными подразделениями классификации, в нашем случае—между классами. В каждом последующем подразделении, т. е. в группах одного класса, затем в видах одной группы и т. д., число несходных признаков должно уменьшаться. В результате наиболее мелкие соседние подразделения, например варианты систем одного и того же вида, будут отличаться между собой только по одному какому-либо признаку.

Следует учесть еще одно важное общее свойство научных классификаций. Одни и те же объекты классификации не должны повторяться в разных подразделениях (классах, группах и т. д.), так же как в одном подразделении не могут встречаться объекты, резко отличающиеся один от другого.

Из трех главных признаков для разделения систем разработки рудных месторождений на классы наилучшим образом отвечает всем рассмотренным требованиям признак порядок очистной выемки, который определяет состояние очистного пространства выемочного участка во время его разработки.

Этот признак, практически особенно важный, больше чем все другие отражает резкое различие между классами систем по условиям их применения, особенностям комплекса технологических операций очистной выемки, а также по основным показателям эффективности.

С другой стороны, каждый класс, выделенный по этому признаку, объединяет системы, сходные по условиям применения и показателям эффективности. Одни и те же (или близкие) по всей совокупности признаков системы не повторяются в разных классах.

Два остальных признака — особенности технологии очистной выемки и конструктивная характеристика системы — должны служить для разделения классов систем на группы и групп на виды и варианты.

Исходя из всего сказанного, правильным и полным будет следующее определение понятия «система разработки».

Системой разработки рудного месторождения или его части называется порядок и технология очистной выемки руды определенной совокупностью конструктивных элементов выемочного участка.

§ 3. ПРИНЯТАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Для изучения курса подземной разработки рудных месторождений, сравнительной оценки и выбора систем разработки принимается следующая их классификация (табл. 26).

К I классу — систем с открытым очистным пространством — отнесены такие системы, при которых очистное пространство, образующееся в результате выемки руды, остается во время разработки выемочного участка открытым, т. е. свободным, не заполненным закладочным материалом, отбитой рудой, крепью или обрушенными породами. Стенки и кровля открытого очистного пространства поддерживаются оставляемыми в рудном теле постоянными или временными целиками руды.

Устойчивость вмещающих пород и руды является обязательным условием для применения систем этого класса.

Ко II классу — систем с магазинированием руды — отнесены такие системы разработки, при которых очистное пространство по мере выемки рудного массива заполняется отбитой рудой, полностью выпускаемой только по окончании отработки блока. Основным средством поддержания здесь служат,

Таблица 26

Классы	Наименование	Группы	Наименование
I	Системы разработки с открытым очистным пространством	1	Почвоуступные системы
		2	Потолкоуступные системы
		3	Системы со сплошной выемкой
		4	Камерно-столбовые системы
		5	Системы с подэтажной выемкой
		6	Системы с камерно-этажной выемкой
II	Системы разработки с магазинированием руды в очистном пространстве	1	Системы со шпуровой отбойкой из магазина
		2	Система с отбойкой из специальных выработок
		3	Системы с отбойкой глубокими скважинами
III	Системы разработки с закладкой очистного пространства	1	Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой
		2	Системы разработки наклонными слоями с закладкой
		3	Потолкоуступные системы с закладкой
		4	Сплошные системы с закладкой
		5	Системы разработки полосами с закладкой
IV	Системы разработки с креплением очистного пространства	1	Системы с усиленной распорной и станковой крепью
		2	Системы с каменной и комбинированной крепью
V	Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства	1	Системы разработки горизонтальными слоями и уступами с креплением и закладкой
		2	Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками со станковой крепью и закладкой
		3	Сплошные системы с креплением и закладкой
VI	Системы разработки с обрушением вмещающих пород	1	Системы слоевого обрушения
		2	Столбовые системы с обрушением кровли
VII	Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород	1	Системы подэтажного обрушения
		2	Системы этажного самообрушения
		3	Системы этажного принудительного обрушения
VIII	Комбинированные системы разработки	1	Комбинированные системы с выемкой камер с открытым очистным пространством
		2	Комбинированные системы с выемкой камер с магазинированием руды
		3	Комбинированные системы с выемкой камер с закладкой

как и при системах с открытым очистным пространством, рудные целики, оставляемые через определенные расстояния. Замагзинированная руда способствует поддержанию вмещающих пород между целиками, но роль ее, как средства поддержания, является вспомогательной. Для систем с магазинированием характерны устойчивость вмещающих пород и руды и, как правило, крутое падение рудного тела.

К III классу — систем разработки с закладкой — отнесены системы, при которых очистное пространство, образующееся по мере выемки рудного массива, заполняется закладочным материалом. Последний служит основным средством поддержания вмещающих пород. Крепь располагается только в рабочем призабойном пространстве, сооружается нерегулярно и служит вспомогательным средством поддержания рабочего пространства.

В отличие от двух первых классов, системы с закладкой могут применяться в породах, которые не допускают обнажений на большой площади и оказывают значительное горное давление.

Системы IV класса — с креплением очистного пространства — характеризуются наличием в выработанном пространстве выемочного участка регулярно возводимой вслед за выемкой крепи, которая служит основным средством поддержания вмещающих пород и руды в период очистной выемки. Эти системы применяют в специфических условиях, когда вмещающие породы и руда не оказывают большого горного давления, но могут отслаиваться или обваливаться глыбами сравнительно небольших размеров.

К V классу — систем с креплением и закладкой — отнесены системы с заполнением очистного пространства по мере выемки рудного массива закладкой и регулярно возводимой крепью. Закладка и крепь в поддержании вмещающих пород и руды выполняют равную роль. Системы этого класса применяют в неустойчивых вмещающих породах и рудах, которые склонны к обрушению даже при небольшой площади обнажения. Ввиду очень высокой трудоемкости очистной выемки с закладкой и креплением эти системы пригодны только для разработки месторождений очень ценных руд.

Системы VI класса — с обрушением вмещающих пород — резко отличаются от систем предыдущих пяти классов заполнением очистного пространства по мере выемки рудного массива обрушаемыми покрывающими и боковыми породами. Крепью поддерживается лишь призабойное рабочее пространство небольших размеров.

В противоположность первым пяти классам систем, где неустойчивость вмещающих пород затрудняет разработку, для систем этого класса склонность пород к самообрушению является желательным или даже неперенным условием.

Системы VII класса — с обрушением вмещающих пород и руды — отличаются от систем предыдущего класса тем, что кроме вмещающих пород в процессе очистной выемки подвергается обрушению также и массив руды, предварительно подсеченный снизу и с боков. В результате очистное пространство по мере его образования заполняется раздробленной рудой и опускающейся вслед за ней обрушенной пустой породой.

По состоянию очистного пространства в момент разработки системы VI и VII классов внешне представляются близкими между собой, поэтому их иногда объединяют в один класс, «систем с обрушением», выделяя лишь внутри этого класса две самостоятельные группы: 1) с обрушением вмещающих пород; 2) с обрушением руды и вмещающих пород.

Однако более правильно разделение этих систем на два самостоятельных класса, так как заполнение очистного пространства обрушенной рудой и лежащей на ней обрушенной пустой породой коренным образом изменяет условия выпуска, доставки и погрузки руды, а основные конструктивные элементы систем этих двух классов почти не имеют между собой ничего общего. Для систем VII класса — с обрушением руды и вмещающих пород — характерна сложная подготовка днища блоков с воронками, траншеями и многочисленными рудоспусками, которых нет при системах слоевого обрушения и столбовых системах с обрушением кровли.

Массовое обрушение руды, вместо отбойки ее небольшими порциями, является второй резкой отличительной особенностью систем VII класса.

По условиям применения системы VI и VII классов отличаются резко. Так же различны они и по основным показателям эффективности. Системы подэтажного и этажного обрушения относятся к числу наиболее высокопроизводительных, в то время как слоевое обрушение и столбовые системы отличаются сравнительно низкой производительностью труда.

К VIII классу — комбинированных систем — относятся системы разработки мощных месторождений, при которых этаж или панель делится на регулярно чередующиеся, относительно близкие по размерам камеры и междукамерные целики, вынимаемые последовательно в две стадии разными системами. Обычно камеры вынимаются снизу вверх в первую очередь, а целики сверху вниз во вторую очередь, по окончании выемки соседних камер.

Комбинированные системы не представляют собой простого сочетания или совместного применения на месторождении одновременно двух самостоятельных систем разработки, как это иногда неправильно полагают. Подготовка, нарезка и очистная выемка в камере и междукамерном целике, составляющих вместе выемочный блок, настолько взаимно связаны в выполнении всех

производственных операций и конструктивно неотделимы друг от друга, что систему разработки блока в целом нельзя рассматривать иначе, как единую новую систему. Очень важно при этом, что соединение двух систем разработки в одну, комбинированную, позволяет расширить область ее применения по сравнению с каждой из составляющих систем и получить высокие технико-экономические показатели, которые в данных горногеологических условиях для каждой системы недостижимы. В этом заключается важная практическая особенность комбинированных систем разработки.

Разделение систем внутри каждого из восьми классов на группы основано на признаках, не одинаковых для разных классов.

Разделение систем I, III, V, VI классов на группы производится по направлению очистной выемки, по построению и форме очистного забоя. В основу разделения систем II класса положен способ отбойки при очистной выемке. Системы IV класса разделены на группы по конструкции крепи. Для разделения на группы систем VII класса принят способ обрушения руды. Комбинированные системы (VIII класс) разделены на группы в зависимости от способа выемки камер.

Дальнейшее разделение систем в каждой группе будет проведено в процессе их описания.

Глава XII • СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОТКРЫТЫМ ОЧИСТНЫМ ПРОСТРАНСТВОМ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ И КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ С ОТКРЫТЫМ ОЧИСТНЫМ ПРОСТРАНСТВОМ

К классу систем разработки с открытым очистным пространством относятся системы, при которых вмещающие породы во время выемки блока поддерживаются рудными целиками или же простейшими видами крепи, а очистное пространство между целиками остается открытым, т. е. свободным.

Образованное после выемки всего блока выработанное пространство погашают обрушением рудных целиков и вмещающих пород, заполняют закладочным материалом или оставляют его открытым, сохраняя поддерживающие рудные целики.

Поддержание вмещающих пород целиками и простейшими видами крепи составляет основную отличительную особенность большинства систем разработки этого класса. К этому же классу относят отдельные системы разработки, у которых роль крепи в поддержании превалирует над целиками. Такие системы представляют переходные разновидности между классами.

Примером служит потолкоуступная и сплошная системы разработки с регулярной распорной крепью, бетонными колоннами или породными стенками и столбами. Такие системы представляют переходную разновидность между классом систем с открытым очистным пространством и с креплением очистного пространства.

Наличие переходных разновидностей имеет место между всеми классами систем разработки.

По распространению в практике системы с открытым очистным пространством занимают одно из первых мест среди всех систем подземной разработки рудных месторождений.

Широкое распространение систем разработки с открытым очистным пространством объясняется многообразием их видов и вариантов для различных горногеологических условий, а также высокой эффективностью.

Все системы этого класса могут применяться только при достаточно устойчивых рудах и вмещающих породах. Форма, мощность, углы падения рудных тел, ценность руды и характер распределения в ней полезных компонентов могут быть различными

и находиться в разнообразных сочетаниях. Множество видов и вариантов систем этого класса позволяет подобрать пригодный для любой совокупности горногеологических условий.

Практика показывает, что при большой глубине возникает опасность горных ударов и разрушений поддерживающих целиков, а размеры их вследствие увеличивающегося горного давления приходится принимать очень большими, что приводит к высоким потерям руды.

Однако известны случаи применения этих систем на очень больших глубинах. Например, на медном руднике Юнайтед-Верде (США) систему разработки подэтажными штреками применяют на глубине 1200 м.

В зависимости от способов ведения очистной выемки в рассматриваемом классе систем можно выделить следующие шесть групп:

1. Почвоуступные системы — с подвиганием фронта очистной выемки в блоке сверху вниз — от верхнего штрека к нижнему.

2. Потолкоуступные системы — с подвиганием фронта очистной выемки в блоке снизу вверх.

3. Системы со сплошной выемкой — фронт очистной выемки подвигается сплошной линией по простиранию по всей высоте этажа или подэтажа, либо по восстанию или падению сплошной линией по всей длине блока. Сплошная линия очистного забоя может быть прямой, искривленной или уступчатой.

4. Камерно-столбовые системы, отличающиеся регулярным чередованием в этаже (панели) выемочных камер и разделяющих их постоянных междукамерных целиков. Линия фронта очистной выемки в камерах может подвигаться по восстанию (наиболее часто), по простиранию или по диагонали, а также вкрест простирания (наиболее редко).

5. Системы с подэтажной выемкой, характерной особенностью которых является разделение блока на части подэтажными выработками, служащими для отбойки руды. Фронт очистной выемки в блоке может подвигаться по простиранию или вкрест простирания и иметь вид вертикальной, слегка наклонной или уступчатой линии.

6. Системы с камерно-этажной выемкой, характеризующиеся отбойкой руды в камере слоями сразу на полную высоту или на полную длину камеры.

§ 2. ПОЧВОУСТУПНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Почвоуступную систему в настоящее время применяют только в порядке исключения в тонких жилах с крепкими вмещающими породами. Одной из причин, которая может в редких

случаях привести к вынужденному применению этой малоэффективной системы, является сочетание в крутопадающем рудном теле небольшой мощности очень неустойчивой руды и крепких, устойчивых вмещающих пород.

Поэтому ограничимся только кратким изложением сущности почвоуступной системы разработки.

Необходимо отметить, что почвоуступное построение очистного забоя довольно часто используется при различных системах разработки, но его нельзя смешивать с описываемой почвоуступной системой в общепринятом понятии.

На рис. 128 представлена почвоуступная система применительно к крутопадающему рудному телу мощностью не свыше 2,5—3 м.

Расстояние между откаточными штреками, т.е. высота этажа, принимается от 20 до 30 м. С увеличением высоты этажа сильно усложняется доставка руды к восстающему и возрастает опасность для работающих, так как над ними создается значительное обнажение вмещающих пород.

На рис. 128, *а* показан вариант выемки блока с оставлением целика в подошве верхнего штрека, т.е. над отработываемым блоком. В этом случае для засечки каждого нового уступа приходится под целиком проходить передовой забой 1. Выемка руды в передовом забое происходит при одной обнаженной плоскости, что снижает производительность труда на отбойке. Также затрудняется и перекидка отбитой руды.

На рис. 128, *б* показан вариант выемки блока без оставления подштрекового целика. Вместо него на уровне подошвы верхнего штрека по мере зарезки новых уступов устанавливается ряд прочной распорной крепи 2, обычно покрываемый настилом.

Высота уступов обычно в пределах 2—5 м. Чем она больше, тем меньше уступов в блоке и тем легче перегребка руды до откаточного штрека. Ширина уступов 1,5—2 м. В противоположность влиянию высоты уступа, с уменьшением его ширины облегчается доставка отбитой руды.

Отбойку руды на уступах ведут, как правило, крутонаклонными или вертикальными шпурами. Отбитую руду выпускают на откаточный штрек через люк, устроенный в восстающем до тех пор, пока самый нижний уступ не достигнет кровли штрека. С этого момента отбитая руда выпускается на штрек через люки, сооружаемые с интервалом 4—6 м.

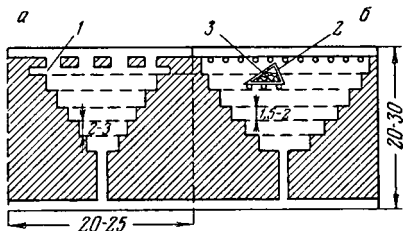


Рис. 128. Почвоуступная система разработки крутопадающей жилы

Иногда на настилах укладывают в виде куч или полос пустую породу 3, отсортированную из руды после отбойки.

По сравнению с описываемыми далее потолкоуступными системами разработки почвоуступная система имеет очень ограниченные условия применения и имеет следующие недостатки: 1) более опасна вследствие того, что над головой работающих находится всевозрастающая по мере развития выемки площадь обнажения вмещающих пород; 2) требует больших затрат труда на перекидку отбитой руды; 3) очистная выемка подвигается очень медленно и на отработку блока требуется значительно больше времени.

Почвоуступную систему иногда используют как вспомогательную для отработки небольших участков рудных тел, расположенных ниже последнего откаточного горизонта или в сочетании с другой, например потолкоуступной системой.

§ 3. ПОТОЛКОУСТУПНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Потолкоуступные системы имеют широкую область применения при разработке крутопадающих жильных и пластовых месторождений мощностью до 2—3 м. Если мощность рудного тела меньше 0,6—0,8 м и приходится неизбежно подрывать боковые породы, то их при валовой отбойке иногда отсортировывают и оставляют в очистном забое в качестве закладочного материала. Чаще же породу выдают из блока вместе с рудой.

При пологом падении и мощности рудного тела свыше 3 м вместо потолкоуступной системы с распорной крепью обычно предпочитают камерно-столбовую систему, а при крутом падении и мощности свыше 3 м — систему с магазинированием руды или с подэтажной отбойкой.

Если рудное тело имеет падение меньше 40°, то потолкоуступные системы, для которых характерна доставка руды собственным весом, существенно видоизменяются или заменяются другими.

Вмещающие породы и руда при потолкоуступных системах с простой распорной крепью должны быть устойчивые. В противном случае увеличивается количество крепи и усложняется ее конструкция и потолкоуступная система переходит в класс с креплением очистного пространства. Условимся относить к классу систем с открытым очистным пространством такие системы, где применяют простую распорную крепь, и к классу систем с креплением — со сложной и усиленной распорной или рамной и станковой крепью.

Ценность руды, наличие в ней включений пустой породы, склонность к слеживанию, геологические нарушения в рудном теле, характер контактов существенно не влияют на ее применение.

На рис. 129 показана форма уступов и расположение шпуров.

При потолкоуступной выемке уступы располагают над работающими, которые стоят на настиле, уложенном на распорную крепь. Общее направление подвигания очистной выемки в блоке — снизу вверх, а каждого уступа — по простиранию или по восстанию.

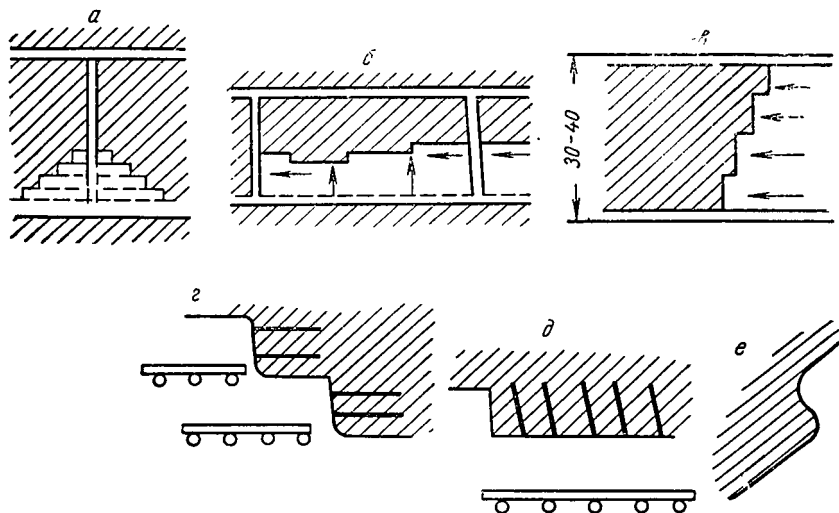


Рис. 129. Форма уступов и расположение шпуров при потолкоуступной системе

Опережение нижних уступов над верхними составляет 2—4 м при так называемых «коротких уступах» (рис. 129, а) и 10—12 м — при «длинных уступах» (рис. 129, б). Реже применяют «высокие уступы» (рис. 129, в), имеющие ширину 1—2 м и высоту 10—15 м.

Выбор направления выемки, формы и размеров уступов зависит главным образом от способа отбойки и доставки руды. Последние же, в свою очередь, подбираются с учетом строения руды, крепости боковых пород, характера контактов и угла падения рудного тела.

При отбойке горизонтальными шпурами (рис. 129, г) уступы располагают по схемам, приведенным на рис. 129, а, в. Для отбойки восходящими шпурами (рис. 129, д) более удобны длинные уступы (рис. 129, б).

Разработка наклонными уступами (рис. 129, е) может быть вызвана горизонтальной слоистостью или трещиноватостью руды. В этом случае выемка горизонтальными слоями опасна ввиду возможности отслоения руды.

В настоящее время наиболее распространена схема выемки руды длинными уступами.

В группе потолкоуступных систем разработки можно выделить следующие основные варианты:

1. С доставкой руды под действием силы собственного веса: непосредственно по очистному пространству; по выкрепленным в очистном пространстве рудоспускам.

2. С частичным слоевым magazинированием руды.

Последний вариант представляет переходную форму от системы с распорной крепью к системе с magazинированием руды.

Потолкоуступные системы разработки с доставкой руды под действием силы собственного веса

На рис. 130 показана потолкоуступная система разработки с доставкой руды под действием силы собственного веса по решеткам, а на рис. 131 — по рудоспускам.

Откаточные штреки 1 проводят по руде и поддерживают надштрековыми целиками 2 (рис. 130), или распорной крепью 3 (см. рис. 131).

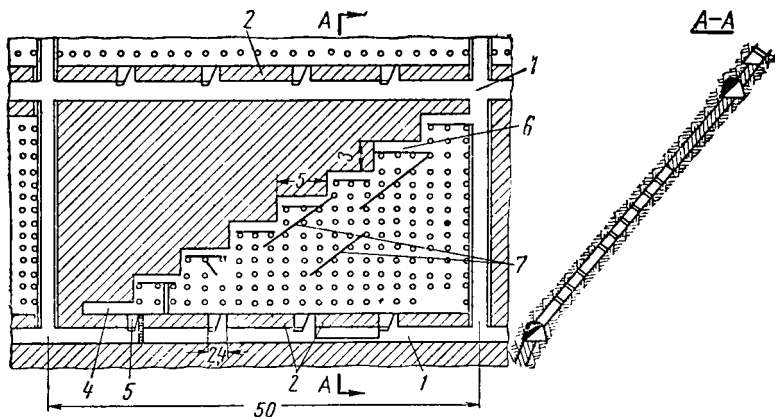


Рис. 130. Потолкоуступная система разработки с доставкой руды под действием силы собственного веса по решеткам

Высота этажа в зависимости от крепости вмещающих пород, мощности жилы и угла падения принимается в среднем от 30 до 50 м. Плотные устойчивые бока, небольшая мощность и крутое падение позволяют принимать наибольшую высоту. В противоположных условиях ее снижают до наименьших размеров. Увеличение высоты этажа при данной системе ограничивается тем, что это приводит к увеличению пролета и площади обнажения боковых пород в блоке и затруднениям с доставкой крепи, передвижением рабочих и проходкой длинных восстающих.

Для выемки первого слоя, когда штрек крепят распорками, пользуются одним из следующих двух способов.

1. Первый слой вынимают вслед за проведением штрека, с оставанием от него на 10—15 м. Крепь в кровле штрека устанавливают только после окончания выемки первого слоя.

2. Первый слой вынимают непосредственно перед началом очистной выемки данного блока, после того как штрек уже полностью пройден. В этом случае крепь в штреке устанавливают по мере выемки первого слоя.

Высоту уступов выбирают в зависимости от свойств руды и принятого способа бурения. При отбойке восходящими шпурами ее принимают от 1,5—1,8 до 2—2,2 м, так как бурение шпуров глубиной менее 1,5 м нецелесообразно. С другой стороны, слишком глубокие шпуры с большими зарядами нарушают кровлю и создают опасность для работающих, а также выбивают распорки.

Для горизонтальных шпуров высота уступов обычно 1,8—2,2 м. В этом случае их можно обуривать с одного настила. Для высоких уступов приходится сооружать несколько настилов.

Поддержание вмещающих пород. Расстояние между распорками по простиранию принимают в зависимости от устойчивости боков. Расстояние по вертикали между рядами распорок обычно равно высоте уступа. В очень крепких породах его увеличивают до высоты двух уступов. В последнем случае между основными рядами распорок приходится устанавливать временные распорки с настилами для бурильщиков.

Расстояние между распорками в ряду по горизонтали 1,0—1,8 м. Кроме располагаемых регулярно основных распорок, в местах нарушений боковых пород можно устанавливать дополнительные распорки.

Распорная крепь подвержена поломкам и выбиванию силой взрыва и падающей с большой высоты рудой. На возобновление выбитой и нарушенной крепи затрачивается много труда и времени, так как эта работа сложна и опасна. В среднем на 1 чел-смену бурильщика при данной системе приходится не менее 2—3 чел-смен крепильщиков (включая подноску крепи в блок).

Кроме распорной крепи, для поддержания вмещающих пород нередко оставляют целики между блоками, а иногда и внутри блока, стремясь приурочивать их в этом случае к участкам с наименее устойчивыми боками или бедной рудой.

Если рудное тело имеет большую длину и оставление междублоковых целиков не гарантирует от возможности массового сдвижения вмещающих пород, то прибегают к частичной или полной закладке выработанного пространства части отработанных блоков. Вместо этого можно вести последующее обрушение всяческого бока в отработанных блоках. Иногда всячий бок в от-

работанном блоке обрушают прежде чем начинается выемка следующего блока.

Уборка отбитой руды в крутопадающих рудных телах не представляет затруднений, так как происходит за счет свободного перемещения ее до штрека под действием силы собственного веса.

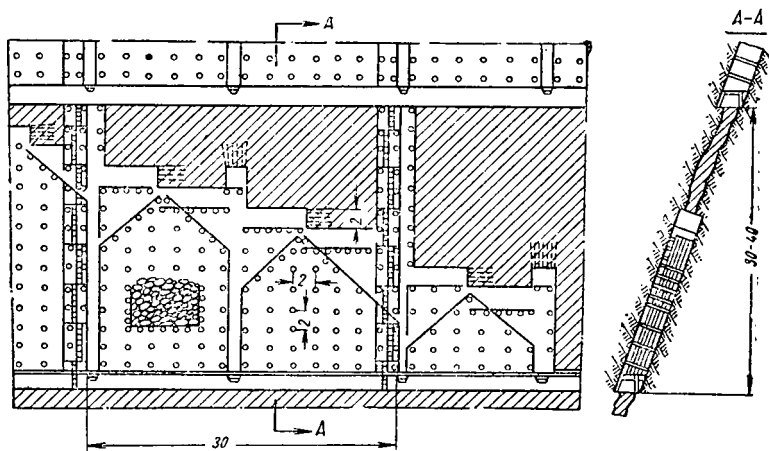


Рис. 132. Потолкоуступная система разработки с наклонными решетками и рудоспусками

На нижних трех уступах блока (см. рис. 130) руда перемещается до штрека свободно по выработанному пространству. Хотя такая организация доставки отличается простотой и незначительной затратой труда, выпуск руды с большой высоты приводит к нарушениям и поломке распорной крепи падающими кусками руды. При выемке короткими уступами нарушение крепи устраняют устройством наклонных настилов — рештаков, которые принимают на себя удары падающей руды и замедляют ее движение. Настилы б около уступов и рештаки устраивают из тонкого круглого леса или толстых горбылей и досок.

При возведении в очистном пространстве рудоспусков (см. рис. 131, слева) отбитая руда спускается к люкам, не нарушая распорной крепи. Рудоспуски располагаются через 8—10 м один от другого, поэтому часть руды приходится подкидывать к рудоспускам на максимальное расстояние до 4 м.

Принято считать, что вариант с возведением рудоспусков позволяет после взрыва отобрать из руды пустую породу и оставить ее в очистном пространстве между рудоспусками. Однако, как показывает опыт, оставление пустой породы в очистном пространстве в виде закладки приводит к заметному увеличению потерь рудной мелочи, которая, проваливаясь через щели в

настиле, смешивается с породой и безвозвратно теряется. Поэтому отборку пустой породы и оставление ее в очистном пространстве между рудоспусками при описываемой системе разработки допускать, как правило, не следует.

В процессе выемки блока в очистном пространстве — на лежачем боку и над штреком — накапливается много рудной пыли и мелочи, которую после окончания выемки блока собирают метлами и лопатами, если в выработанное пространство блока можно проникнуть, не подвергаясь опасности, либо смывают водой.

Для устранения ручной перекидки руды с настилов до рудоспусков, прибегают к сочетанию последних с наклонными решетками (рис. 132). Сокращение затрат труда на перекидку руды в этом случае сопровождается некоторым увеличением трудовых затрат на частое сооружение и переноску решетков.

Система разработки с частичным (слоевым) магасинированием руды

По форме и порядку подвигания линии очистного забоя эту систему более правильно отнести к системам со сплошной выемкой. Но так как она возникла в результате дальнейшего развития потолкоуступной системы и имеет с ней много общего, описание ее приводим в группе потолкоуступных систем.

Условия применения системы слоевого магазинирования и обычной потолкоуступной системы с распорной крепью почти аналогичны, поэтому последняя во многих случаях может быть заменена слоевым магазинированием.

Характерными особенностями слоевого магазинирования по сравнению с обычной потолкоуступной системой с распорной крепью являются: 1) разделение блока на горизонтальные полосы (слои) высотой 4—6 м, вынимаемые сплошным забоем снизу вверх; 2) временное магазинирование отбитой руды на настиле и выпуск ее после выемки всей полосы; 3) особое устройство настила, позволяющее выпускать отбитую руду с настила без затраты труда на перелопачивание или перекидку; 4) удобные условия труда бурильщика, устранение нарушений крепи взрывами, резкое снижение затрат труда на сооружение и восстановление крепи.

Подготовительные работы в блоке длиной 50—100 м включают проведение откаточного штрека и проходку восстающих. Откаточный штрек крепят неполными крепежными рамами через 0,7—0,1 м с люками для выпуска руды через 6—8 м. Восстающие имеют два отделения: материальное и лестничное.

На рис. 133 показан общий вид данной системы, а на рис. 134 пять стадий выемки полосы, характеризующие весь процесс очистной выемки.

Первая стадия. Расстояние между настилом 1 и линией забоя равно 3,1 м; первый слой руды высотой 1,3 м обуривают телескопными перфораторами с промежуточных временных полков 2.

Вторая стадия. Толщина слоя отбитой руды, лежащей на настиле 2 м; расстояние между линией забоя и отбитой рудой 2,4 м. Второй слой высотой 1,3 м обуривают с поверхности замагазинированной руды 3.

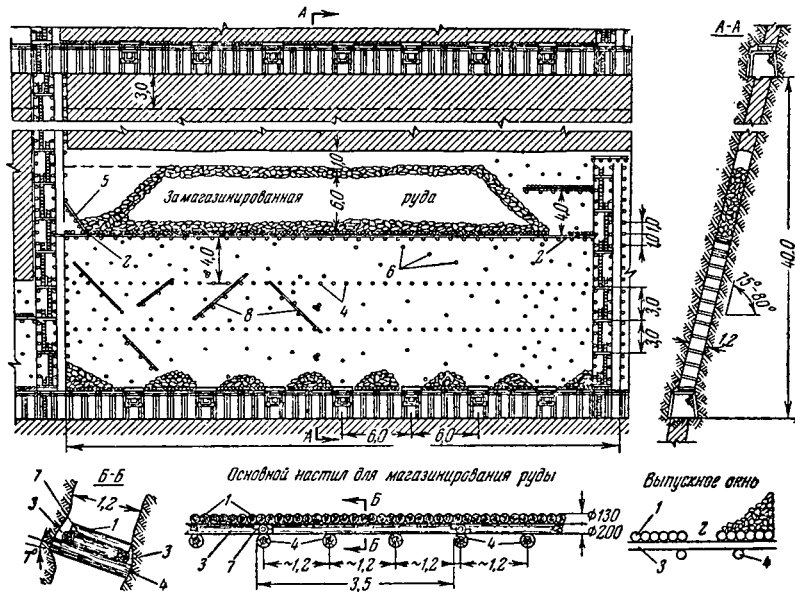


Рис. 133. Общий вид системы со слоевым магазинированием руды:
1 — накатник; 2 — выпускное окно; 3 — прогон; 4 — распорка; 5 — решетак; 6 — промежуточные распорки; 7 — расстрелы; 8 — отбойные решетки

Третья стадия. После отбойки второго слоя расстояние между поверхностью отбитой руды и линией забоя составляет 1,8 м; толщина слоя отбитой руды 4 ж, высота от настила до забоя 5,8 м. Третий слой обуривают с поверхности замагазинированной руды 4.

Четвертая стадия. После отбойки третьего слоя высота замагазинированной руды 6 м, расстояние между поверхностью отбитой руды и линией забоя составляет около 1,1 м.

Пятая стадия. Начинается выпуск замагазинированной руды от границ блока через окна 5, образуемые в настиле путем перемещения накатника. Одновременно с выпуском руды сооружается новый основной настил 6.

Основной настил устраивается следующим образом. На распорки 4 (см. рис. 133) диаметром 18—25 см, расположенные на

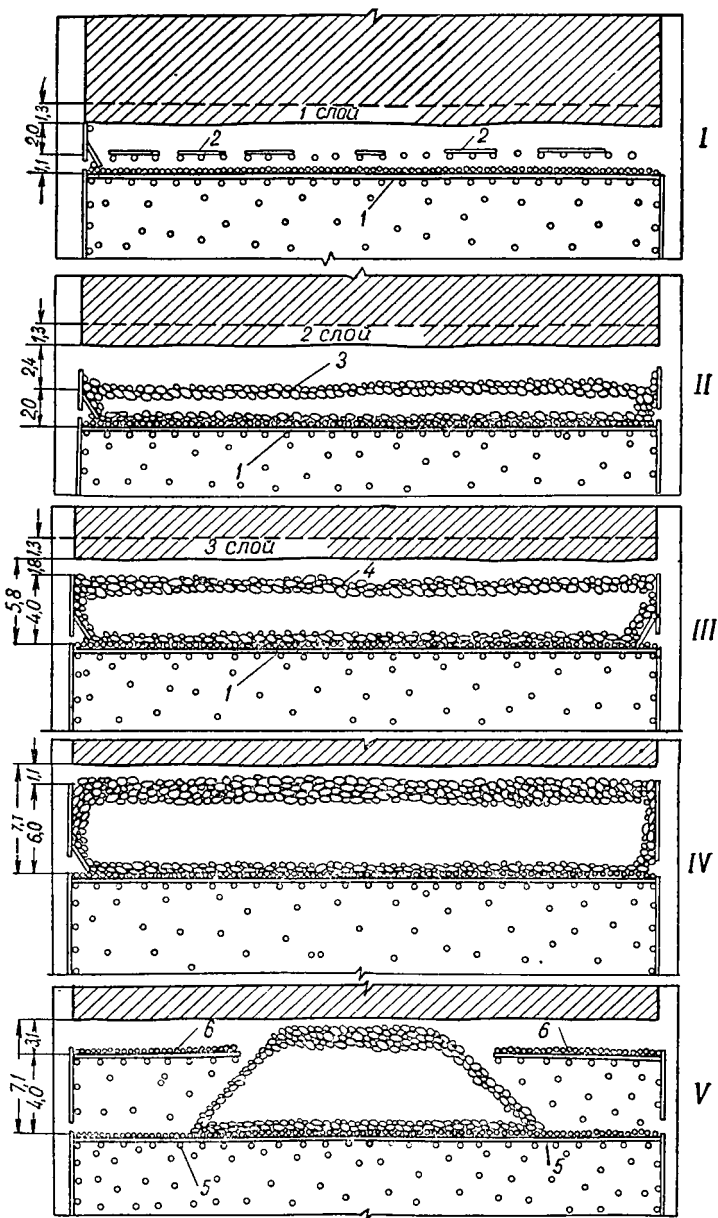


Рис. 134. Стадии очистной выемки полосы при слоевом магазинировании: I — обустройство первого слоя с рабочими полками; II — обустройство второго слоя с отбитой рудой; III — обустройство третьего слоя с отбитой рудой; IV — пространство слоя, заполнено отбитой рудой перед началом выпуска; V — выпуск отбитой руды и сооружение нового настила для выемки следующей полосы

расстоянии 0,8—1,5 м одна от другой, укладывают два деревянных прогона 3 диаметром 15—20 см и длиной, равной трем-четырем пролетам между распорками. Прогонь в местах их соприкосновения укрепляют расстрелами 7. На прогонь укладывают накатник 1 диаметром 10—12 см.

Накатник и прогонь после выпуска замагазинированной руды первой полосы переносят выше для устройства следующего основного настила. Вместо снятого накатника для передвижения рабочих укладывают временный дощатый трап. Для предохранения распорной крепи в блоке от выбивания и поломки падающей рудой при выпуске, ее защищают отбойными рештками 8 (см. рис. 133).

Слоевое магазинирование обеспечивает по сравнению с ранее описанными вариантами потолкоуступной системы увеличение производительности труда забойных рабочих на 30—40%, сокращение расхода крепежных материалов примерно в два раза, рост интенсивности очистной выемки свыше чем в два раза, при более безопасных условиях работы. По сравнению с обычной потолкоуступной системой с распорной крепью система слоевого магазинирования требует несколько более устойчивых вмещающих пород. Остальные условия применения этих систем почти не отличаются.

Достоинства и недостатки потолкоуступных систем с распорной крепью Потолкоуступные системы работки с распорной крепью имеют следующие достоинства и недостатки.

1. Потолкоуступные системы с распорной крепью являются достаточно безопасными, так как горнорабочий в забое легко наблюдает за состоянием кровли и боков забоя и своевременно производит их обorkу. Непрерывное обновление кровли по мере отработки уступов способствует ее устойчивости. Так как обнаженные бока очистного пространства находятся ниже рабочего места, то отдельные обрушения боковых пород не могут травмировать работающих.

Однако имеется опасность падения рабочих в очистное пространство с настила, в частности после повреждения его взрывами. Не вполне безопасна и работа во время восстановления нарушенной взрывами распорной крепи.

2. Значительная затрата труда на установку распорной крепи и восстановление ее после взрыва, а также необходимость в некоторых случаях перелопачивания руды до рудоспусков снижают производительность труда забойных рабочих. Добычу руды удорожает также значительный расход крепежного леса. По данным практики производительность труда забойного рабочего составляет в среднем 1—1,5 м³/смену, расход крепежного леса 0,06—0,12 м³ на 1 м³ очистного пространства.

3. Небольшие потери руды, возможность выемки ответвлений жилы, а также простота и гибкость систем, позволяющие при необходимости изменять размеры их элементов, составляют существенные достоинства этих систем разработки, благодаря которым они имеют довольно широкое распространение в практике разработки жильных месторождений.

Вместе с этим существенные недостатки систем вынуждают заменять их, в тех случаях когда это возможно, более эффективными системами с магазинированием руды.

Потолкоуступную выемку очень редко применяют при пологом падении рудных тел, поэтому описание вариантов этой системы со скреперной и другими видами механической доставки руды не приводим.

§ 4. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ СО СПЛОШНОЙ ВЫЕМКОЙ

В понятие «система разработки со сплошной выемкой» или «сплошная система» в некоторых случаях вкладывают разное содержание.

Сплошными некоторые авторы называют системы разработки преимущественно пологопадающих тел, характеризующиеся подвиганием фронта очистной выемки в виде сплошной линии по всей высоте этажа или ширине панели без опережающего проведения в них подготовительных выработок — штреков.

Такое понятие о сплошных системах теперь потеряло смысл, так как очистная выемка без опережающего проведения штреков в настоящее время встречается в практике исключительно редко. Также почти утратило практическое значение понятие о сплошных системах без разделения шахтного поля, этажа или панели па блоки, с отработкой массива руды между штреками сплошным забоем.

В настоящее время основным признаком системы со сплошной выемкой является отработка этажа, панели, блока или длинного столба очистным забоем, подвигающимся по всей высоте этажа, длине блока, ширине панели или длинного столба. При этом очистной забой может быть прямолинейным или несколько искривленным.

Прямолинейное очертание и большая длина очистного забоя между двумя подготовительными выработками отражает вполне определившееся прогрессивное направление в развитии систем разработки жильных и пластовых месторождений небольшой и средней мощности. Часто наблюдающаяся в настоящее время замена в блоке потолкоуступной формы забоя прямолинейной существенно улучшает условия очистной выемки крутопадающих жил. Замена почвоуступного очертания очистного забоя в блоке прямолинейным позволяет устранить при пологом падении основной недостаток почвоуступной системы — большую за-

трату труда на перекидку руды — за счет применения скреперной доставки.

Большое значение имеет переход на сплошную выемку прямолинейным забоем по восстанию или по простиранию вместо забоя, имеющего уступную форму, в классах систем разработки с магазинированием руды, с закладкой и с креплением очистного пространства.

Вмещающие породы при системах со сплошной выемкой рассматриваемого класса поддерживаются междуэтажными и междублоковыми целиками, а также целиками, оставляемыми в выработанном пространстве. Такие целики оставляют обычно нерегулярно — в местах, где этого требует состояние вмещающих пород, или на участках рудного тела с непромышленным содержанием. Кроме целиков, для поддержания используются простейшие виды крепи: стойки, распорки, костры или стенки из бутовой кладки.

Сплошные системы с открытым очистным пространством получили распространение в основном при разработке пологих и наклонных рудных тел малой и средней мощности до 4—5 м с устойчивой кровлей. Известны отдельные случаи применения этих систем в горизонтальных или пологопадающих рудных телах мощностью до 10 м и более. Однако в таких условиях обычно предпочитают применять камерно-столбовые системы. Ниже будет рассмотрен один из вариантов сплошной системы при разработке мощного пологопадающего рудного тела.

Реже сплошные системы с выемкой по восстанию применяют в крутопадающих рудных телах мощностью до 2—3 м. Примеры применения сплошных систем с выемкой по простиранию при крутом падении являются еще более редкими.

Сплошные системы разработки могут быть трех видов: с выемкой по простиранию, по падению и по восстанию.

Системы разработки На рис. 135 показан вариант пологопадающих рудных тел сплошной системы в применении к со сплошной выемкой по простиранию и падению пологопадающему рудному телу мощностью 1,5—3 м, с крепкой рудой и устойчивой кровлей.

Очистную выемку сплошным прямолинейным забоем начинают от восстающего 1. С опережением над линией очистного забоя проходят передовой забой 2, который через каждые 6 м сбивают с откаточным штреком 3 рудоспусками 4.

Для отбойки руды вдоль всей линии очистного забоя бурят ручными перфораторами горизонтальные шпурсы. Взрывание шпуров обычно ведут одновременно по всей длине очистного забоя; иногда линию забоя делят на две части, которые обуривают и взрывают поочередно.

Отбитую руду доставляют до рудоспусков скрепером. Лебедка 5 устанавливается в нишах откаточного штрека через 20 м.

Иногда к рабочему канату прикрепляют последовательно два скрепера, благодаря чему производительность скреперной установки увеличивается на 30—40%.

Поддержание выработанного пространства осуществляется нерегулярным оставлением целиков 6, стойками 7 и кострами 8.

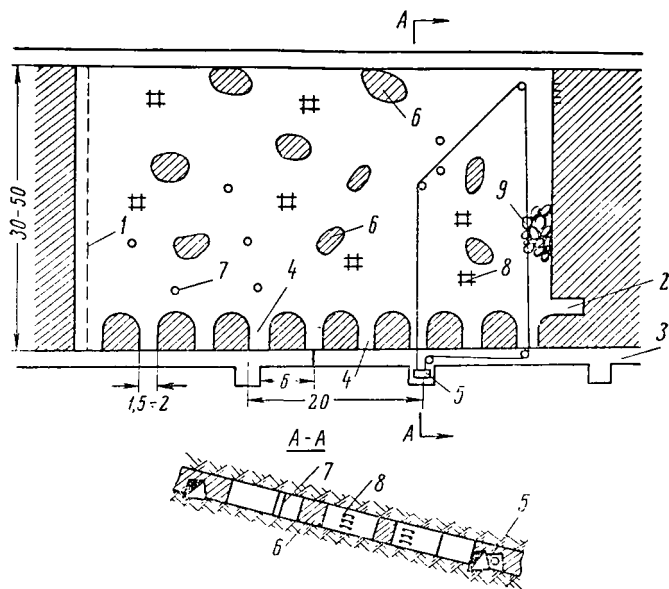


Рис. 135. Сплошная система разработки с выемкой по простиранию

Существенный недостаток этой системы разработки — сложность организации работ при скреперовании руды. Разброс руды при взрывании вызывает необходимость частого изменения направления скреперования или подкидывания руды на скреперную дорожку. Попытки сооружения вдоль линии очистного забоя щитов для удержания руды от разлета при взрывах не дали хороших результатов.

Этот недостаток почти полностью устраняется и условия доставки руды заметно улучшаются при варианте сплошной системы с выемкой по падению.

На рис. 136, а показан один из вариантов сплошной системы с выемкой по падению для пологопадающей жилы мощностью 1—2 м.

Этаж с наклонной высотой до 40—50 м обрабатывается с разбивкой на блоки длиной около 50 м. Посередине длины блока располагают скреперный восстающий 3, деталь сопряжения которого с откаточным штреком 1 показана на рис. 136, б. При про-

ходке этого восстающего на участках жилы мощностью меньше 1 м подрывают породы лежащего бока на высоту 0,7—1,0 м для аккумуляции руды и эффективной работы скрепера.

По флангам блока располагают ходовые восстающие 2. С очистным пространством они сообщаются сбойками 6.

Прямолинейный очистной забой подвигается по падению рудного тела сразу по всей длине блока. Кровлю вслед за выемкой в ослабленных местах подкрепляют распорками. Устанавливать их регулярно нет необходимости.

Руда после взрыва сосредотачивается под действием силы собственного веса в основном вдоль линии очистного забоя, что облегчает ее скреперование. Скрепер движется вдоль линии забоя, благодаря чему работы по подкидке руды почти полностью исключаются. Шпуры глубиной 1,2—1,5 м бурят вниз. Одна скреперная лебедка 4 устанавливается в камере против восстающего. Другая лебедка 5, смонтированная на тележке в восстающем 3 против линии очистного забоя, перед каждым взрыванием укрывается в восстающем, для чего в нем прокладывается рельсовый путь. Руда вдоль линии очистного забоя вначале скреперуется до восстающего, а затем по восстающему до желоба 7, через который руда погружается в вагонетки 8 на откаточном штреке.

Опыт применения описанного варианта сплошной системы показал, что по сравнению с выемкой по простиранию она имеет большие преимущества: более безопасна, позволяет увеличить производительность труда забойного рабочего и интенсивность выемки этажа за счет более благоприятных условий доставки отбитой руды.

Сплошная система разработки с выемкой по восстанию

Эта система по условиям применения аналогична, а по конструктивным элементам очень близка к потолкоуступным системам разработки (§ 3 настоящей главы). Отличие ее в прямолинейном, вместо потолкоуступного, построении очистных забоев в блоке, что при

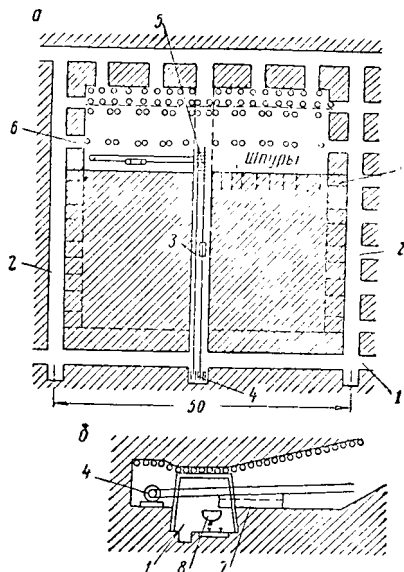


Рис. 136. Сплошная система разработки с выемкой блока по падению

разработке крутопадающих жил вызвано удобством обуривания забоев телескопными перфораторами.

На рис. 137, *a* показан один из характерных вариантов этой системы, успешно применяемых на золотом руднике Бестюбе (Казахстан) при разработке крутопадающих кварцевых жил мощностью от 20—30 см до 1—1,5 м.

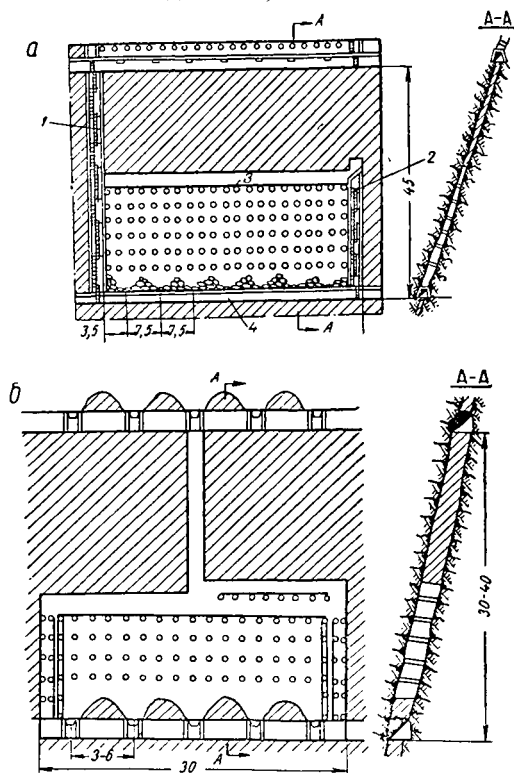


Рис. 137. Сплошная система разработки крутопадающей жилы с выемкой блока по восставию

Вмещающие породы — сильно трещиноватые, но относительно устойчивые роговики и песчаники.

Восстающий 1 обычно проходит заранее только на одном из флангов блока; на другом фланге восстающий 2 наращивают в процессе подвигания очистной выемки.

Шпур бурят телескопными перфораторами с полков 3, состоящих из двух-трех досок, уложенных на распорках и передвигаемых вдоль линии забоя в процессе бурения. Отбитая руда под действием силы собственного веса поступает к люкам 4, через которые погружается в вагонетки.

Падающая руда выбивает часть распорной крепи, во избежание чего иногда сооружают отбойные решетки.

Аналогичный вариант сплошной системы, но с разделением линии забоя в блоке на две части — по обе стороны от восстающего, применяли на золотом руднике Крипл-Крик (Колорадо, США) при разработке крутопадающих жил мощностью до 2—3 м и очень крепкими вмещающими породами (рис. 137, б).

Разделение линии очистного забоя в блоке на две части с опережением одной из них на 1,8—2 м создает гибкость в чередовании работ по бурению и креплению.

**Сплошная система
разработки
в мощных пологопадающих
или горизонтальных
рудных телах**

Сплошную систему разработки в мощных рудных телах применяют крайне редко, предпочитая ей камерно-столбовую систему как более безопасную, а также позволяющую эффективнее использовать современные средства механизации — мощные самоходные горные машины.

Однако применение камерно-столбовой системы сильно затрудняется и даже становится невозможным, когда в рудном теле наряду с рядовой и богатой рудой на небольших расстояниях имеются участки бедной или совсем непромышленной руды.

В этом случае регулярное чередование постоянных размеров камер и междукамерных целиков приведет, с одной стороны, к значительным потерям богатой руды, а с другой — к необходимости извлекать непромышленную руду.

Сплошная система с оставлением нерегулярных целиков на участках рудного тела с бедной или непромышленной рудой может в таких условиях оказаться экономически более эффективной, чем камерно-столбовая система разработки.

Сплошная выемка в мощных рудных телах имеет ряд особенностей.

Руду отбивают с разделением залежи по мощности на несколько уступов высотой от 2 до 4 м (редко больше).

Значительная высота очистного забоя создает благоприятные условия для использования мощных погрузочных машин и самоходных вагонеток. Скреперная доставка и погрузка, а также доставка руды в вагонетках по рельсовым путям в таких условиях уступают по эффективности комплексу современного самоходного оборудования.

На рис. 138 показана схема сплошной системы разработки с нерегулярным оставлением целиков в мощной пологопадающей залежи крепкой руды с неравномерным содержанием металла, устойчивой кровлей и небольшими горизонтальными размерами.

Подготовка состоит в проведении откаточного штрека 1, соединяющего подъемный и вспомогательный шахтные стволы. При отступающей выемке, т. е. от границ рудного тела к откаточному штреку (см. верхнюю часть рисунка), из откаточного штрека 1 необходимо пройти выемочные штреки 2. Наступающая выемка (см. нижнюю часть рисунка) развивается непосредственно от

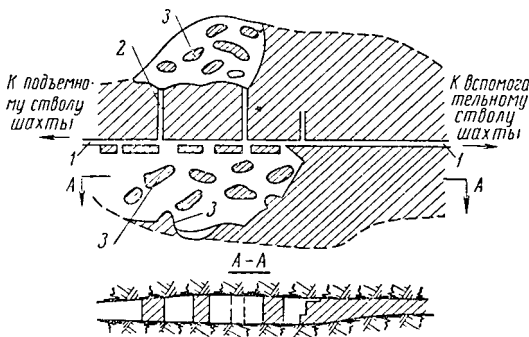


Рис. 138. Сплошная система разработки в мощной пологопадающей залежи

откаточного штрека и продвигается широким фронтом к границам рудного тела. Целики 3, являющиеся основным средством поддержания кровли, располагают нерегулярно. Форма целиков, их размеры и расстояние между ними непостоянны и зависят как от размеров и расположения участков бедной или непромышленной руды, так и от характера кровли. В большинстве случаев расстояние между целиками, т. е. пролет обнаженной кровли, не превышает 15—20 м, а горизонтальные размеры целиков 5—10 м. При таком соотношении размеров пролета и целиков последние занимают в среднем от 10 до 25% площади залежи.

Так как технология отбойки, погрузки и доставки руды аналогична подробно описываемой ниже камерно-столбовой системе, то рассматривать ее нет необходимости.

§ 5. КАМЕРНО-СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Сущность камерно-столбовых систем разработки заключается в том, что горизонтальные или наклонные месторождения вынимаются камерами правильной формы, расположенными параллельно друг другу по простиранию или по восстанию с регулярным оставлением между ними сплошных ленточных или столбовобразных целиков. Целики в большинстве случаев не вынимают.

Условия применения этих систем во многом сходны с системой сплошной выемки. Камерно-столбовые системы применяют для разработки горизонтальных или пологих (не более 40°); залежей. Мощность залежей от 3—4 и до 30 м. Однако лучшие результаты получают, если мощность залежи составляет 10—15 м. Руды и вмещающие породы должны быть крепкими и устойчивыми, допускающими большие площади обнажения.

При систематическом закреплении кровли камер штанговой крепью камерно-столбовую систему успешно применяют и при

покрывающих породах недостаточно устойчивых и слоистых. Использование штанговой крепи значительно расширяет область применения этой системы разработки.

Ввиду больших потерь руды в целиках (до 15—25% и более) систему применяют главным образом для разработки сравнительно малоценных руд с невысоким содержанием полезных компонентов.

Камерно-столбовые системы разработки получили довольно широкое распространение для разработки горизонтальных и наклонных месторождений мощностью до 15—30 м. В последние годы область применения этих систем резко расширяется в связи с применением высокопроизводительного самоходного тяжелого оборудования карьерного типа (буровые станки, экскаваторы, автосамосвалы, самоходные вагонетки, бульдозеры и т. п.).

Камерно-столбовая система в СССР получила широкое распространение для добычи руд цветных и черных металлов, ископаемых солей и строительных материалов. На долю этой системы приходится примерно 20% общей добычи руд цветных металлов¹.

Очистные работы при камерно-столбовой системе разработки производят почвоуступным, потолокуступным и безуступным забоями. Руду отбивают мелкими и штанговыми шпурами, а также глубокими скважинами.

На практике распространены следующие основные варианты камерно-столбовой системы: 1) с почвоуступной выемкой и мелкошпуровой отбойкой; 2) с потолокуступной выемкой и мелкошпуровой отбойкой; 3) с безуступной выемкой и доставкой руды силой взрыва; 4) с отбойкой руды глубокими скважинами; 5) с применением тяжелого самоходного оборудования.

Камерно-столбовая система с почвоуступной выемкой Месторождение разбивают на панели шириной до 100 м. В подстилающих породах на 5—12 м ниже залежи по границам панелей проводят откаточные штреки 1 (рис. 139), из которых через каждые 12—20 м в зависимости от ширины камер проходят рудоспуски 2. На каждые две-три камеры проходят ходовые — хозяйственные восстающие, из которых проводят панельные нарезные штреки 3. Из штреков посередине камер через каждые 12—20 м друг от друга проходят короткие рассечки 4. Из рассечки до кровли залежи проходят отрезкой восстающий, который почвоуступно расширяется в отрезную щель на всю ширину камеры с одновременным образованием почвоуступного забоя. Отрезку и образование почвоуступного забоя в соседней камере часто производят из действующей камеры.

¹ В последние годы появилось большое число вариантов этой системы, однако не все из них получили применение в промышленности.

Руду отбивают почвоуступным способом. Высоту уступа в зависимости от применяемых средств бурения принимают от 2,0 до 3,5 м. Ширину уступа стремятся принимать минимальной для уменьшения объема работ по сбрасыванию части отбитой руды с уступа.

На границах камер по мере продвижения уступов оставляют столбовые целики. Расстояние между целиками и их диаметр зависят от физико-механических свойств руды и пород, мощности залежи и глубины разработки. В практике Дзержкавказских

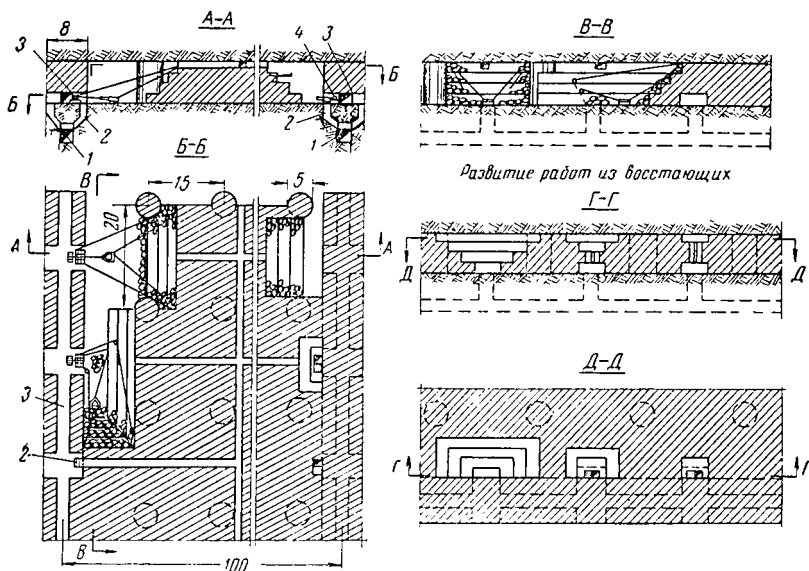


Рис. 139. Камерно-столбовая система с почвоуступной выемкой

рудников расстояние между целиками принимают равным 12—18 м, а их диаметр от 3 до 7 м. Для предупреждения местного отслаивания кровли и создания более безопасных условий труда кровля камеры может систематически закрепляться штанговой крепью из передового уступа.

Отбитую руду трехбарабанными лебедками доставляют до рудоспуска 2.

Проветривание очистных работ при этой системе затруднительно из-за большого объема выработанного пространства. Вопрос эффективного проветривания очистных работ еще окончательно не решен. Для улучшения условий проветривания посередине панели под кровлей проводят специальный вентиляционный штрек, из которого посередине камер проводят вентиляционные орты.

При данном варианте на рудниках Джезказгана производительность труда забойного рабочего при очистных работах составляет $11,0 \text{ м}^3/\text{смену}$, а по камере в целом с учетом нарезных работ — до $6,7 \text{ м}^3/\text{смену}$. Расход ВВ— $0,6 \text{ кг}/\text{т}$, из которых $0,15 \text{ кг}/\text{т}$ расходуется на вторичное дробление.

Недостатки рассматриваемого варианта: 1) повышенная опасность работы бурильщиков под обнаженной кровлей; 2) большой объем работ по очистке уступов и подкидке руды на скреперную дорожку из «мертвых» зон у целиков; 3) сравнительно невысокая производительность труда рабочих.

Камерно-столбовая система разработки с потолкоуступной выемкой

Подготовительные работы при данном варианте (рис. 140) аналогичны при почвоуступной выемке. После проведения панельного штрека 3 по оси камеры проходят подсечную выработку 4 шириной 3—5 м на всю длину камеры (ширину панели). Подсечную выработку последовательным взрыванием

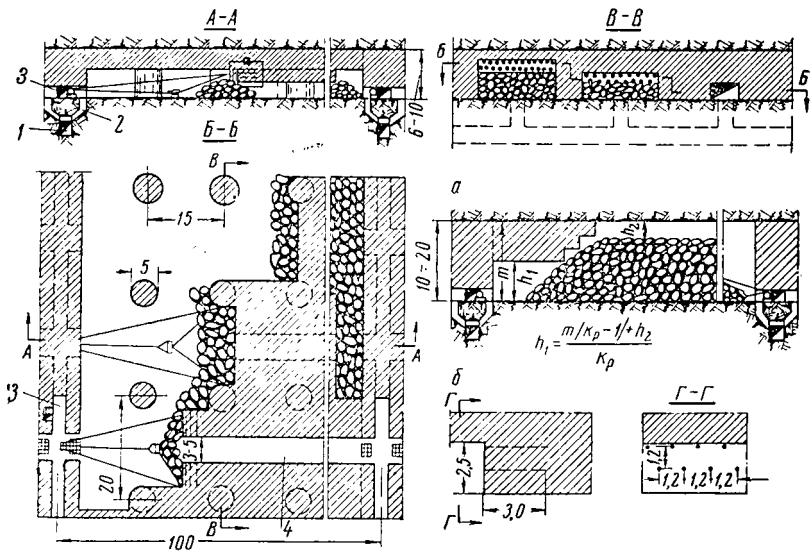


Рис. 140. Камерно-столбовая система разработки с потолкоуступной выемкой:

а — вариант выемки залежи большей мощности; б — угол А, схема расположения шпуров: 1 — откаточный штрек; 2 — рудоспуск; 3 — штрек; 4 — подсечная выработка

шпуров, пробуренных в стенки, расширяют на всю ширину камеры 15—20 м, образуя сплошную подсечку. Назначение подсечки при рассматриваемом варианте сводится к созданию обнаженной плоскости для компенсации увеличения объема руды при отбойке

последующих слоев. Высоту подсечки принимают в зависимости от мощности залежи и коэффициента разрыхления. С увеличением мощности и коэффициента разрыхления руды высоту подсечки увеличивают. При мощности залежи 6—10 м высоту подсечки принимают равной 2,8—3,5 м. При образовании подсечки всю отбитую руду убирают скреперными лебедками.

После образования подсечки вышележащий массив руды вынимают потолкоуступным забоем с частичным магазинированием. Высоту уступа принимают равной 2,5—3,0 м. Горизонтальные шпуров глубиной до 3,0 м бурят в уступы с отбитой рудой, которая по мере подвигания фронта очистных работ скреперуется до рудоспусков.

В процессе образования подсечки и очистной выемки на границах камеры оформляют столбовые целики диаметром 4—7 м, через каждые 12—18 м друг от друга.

Как показала практика работы рудников Джекказгана, вариант с потолкоуступной выемкой целесообразно применять при мощности залежи до 10—12 м. При большей мощности резко затрудняется отбойка руды и ее доставка.

По сравнению с почвоуступной выемкой данный вариант имеет следующие достоинства: 1) улучшаются условия и уменьшается опасность ведения работ, так как рабочие работают непосредственно под свежееобнаженной и хорошо контролируемой кровлей; 2) производительность труда увеличивается на 30—35% в связи с отсутствием работ по очистке уступов и широкого фронта работ. Производительность труда бурильщика по камере с учетом нарезных работ составляет в среднем 8,9 м³/смену; 3) лучшие условия доставки руды. Обеспечивается независимость доставки от бурения шпуров вследствие частичного магазинирования.

Камерно-столбовая система разработки с доставкой руды взрывом

Сущность данного варианта заключается в использовании энергии взрыва для доставки руды до рудоспусков при разработке наклонных месторождений.

На рис. 141 показан вариант камерно-столбовой системы разработки, применяемый на руднике Миргалимсай. Месторождение разбивают на этажи вертикальной высотой 25—30 м и подготавливают полевые откаточными штреками 1.

В контакте лежащего бока по руде проводят нарезной штрек 2, который сбивают с откаточным серией рудоспусков 3 и ходовых восстающих. Залежь вынимается камерами шириной 15—30 м с оставлением между ними сплошных ленточных целиков шириной 4—5 м, в которых после выемки панельных камер прорезаются окна.

Из нарезного штрека на всю длину камеры проходят буровые выработки 4. Их расположение и число определяются шири-

ной камеры и применяемым буровым оборудованием. При ширине камер до 15—17 м проходят одну выработку, располагаемую посередине камеры. При большей ширине проходят две-три выработки, расположенные у целиков и посередине камеры. В нижней части камеры образуется отрезная шель последовательным взрыванием веерообразно пробуренных скважин из буровых выработок или же расширением пройденного отрезного восстающего. При отрезке камеры в днище образуются приемные воронки.

Руду в камере отбивают порядным взрыванием веерных скважин, пробуриваемых из буровых выработок. Для бурения скважин применяют колонковые перфораторы или буровые станки. Для лучшего оконтуривания целиков целесообразно руду отбивать из двух буровых выработок, расположенных у целиков.

Руду доставляют силой взрыва. Как показывает практика Миргалимсайского и других рудников и специальные исследования на моделях, длина отброса руды при взрыве зависит от

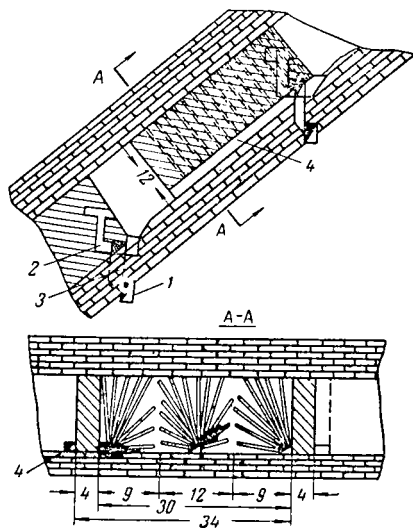


Рис. 141. Камерно-столбовая система разработки с доставкой руды взрывом

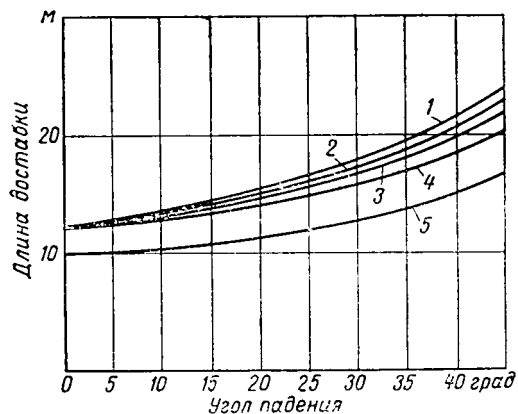


Рис. 142. График зависимости длины доставки взрывом при различной мощности от угла падения (m — мощность, м; w — л. н. с., м);
 1 — $m = 12$ м; $w = 2,5$ м; 2 — $m = 10$ м; $w = 2,5$ м; 3 — $m = 8$ м; $w = 2,5$; 4 — $m = 5$ м; $w = 2,5$ м; 5 — $m = 3$ м; $w = 2,0$ м

угла падения залежи и параметров взрывных работ. На рис. 142 показана зависимость длины доставки взрывом от влияющих факторов по данным лабораторных исследований на моделях.

Взорванная руда отбрасывается на воронки, через которые ее выпускают на штрек и затем по рудоспускам на откаточный.

Преимущества данной системы заключаются:

1) в значительном повышении безопасности ведения очистных работ, так как работа происходит в выработках ограниченного сечения и люди не входят в камеру;

2) в большем фронте буровых работ и независимости ведения буровых и взрывных работ, что обеспечивает более высокую производительность труда;

3) в простоте и высокой эффективности доставки руды силой взрыва, что обуславливает сравнительно низкую себестоимость добычи руды.

Недостатками являются некоторые неудобства работы в наклонных выработках и сравнительно небольшая длина отброса руды при взрыве.

Камерно-столбовая система разработки отбойкой руды глубокими скважинами Отбойку руды глубокими скважинами при камерно-столбовой системе разработки производят: параллельными (потолкоуступно) и перпендикулярными бокам месторождения (почвоуступно) слоями.

Первый вариант применяют при наклонных месторождениях, а второй — при горизонтальных. При наклонных месторождениях выемку руды производят камерами шириной 12—16 м, длиной по восставию 40—60 м с оставлением между ними целиков толщиной 4—5 м.

Из полевого откаточного штрека (рис. 143) по оси камер проходят рудоспуски и ходовые восстающие до рудного штрека, из которого посередине камеры проходят наклонную выработку до верхнего штрека. В нижней части камеры образуется вертикальная или горизонтальная отрезная щель, из которой массив руды разбуливается слоями параллельно расположенных глубоких скважин на всю длину камеры.

Наклонная выработка в контакте лежачего бока расширяется в подсечку на всю ширину камеры последовательным взрыванием глубоких скважин или же мелкошпуровым способом.

Руду в камере отбивают послойным взрыванием пробуренных скважин. Отбитую руду частично магазинируют и доставляют трехбарабанными скреперными установками до рудоспусков. Иногда после отбойки последнего слоя для предупреждения обрушения кровлю закрепляют штанговой крепью. Междукamerные целики после выемки камер рассекают на прямоугольные изолированные целики размером 4 X 4; 4 X 6 м.

Как показала практика работы рудника Миргалимсай, отбойку руды и разбуливание скважин целесообразнее производить из горизонтальной отрезной щели (рис. 143).

При разработке горизонтальных мощных (более 10 м) месторождений руда вынимается камерами длиной до 100 м и шириной 15—18 м с оставлением между ними целиков толщиной 5—8 м.

Отбойку руды глубокими скважинами производят с образованием верхней (рис. 144) или же верхней и нижней подсечки (рис. 145).

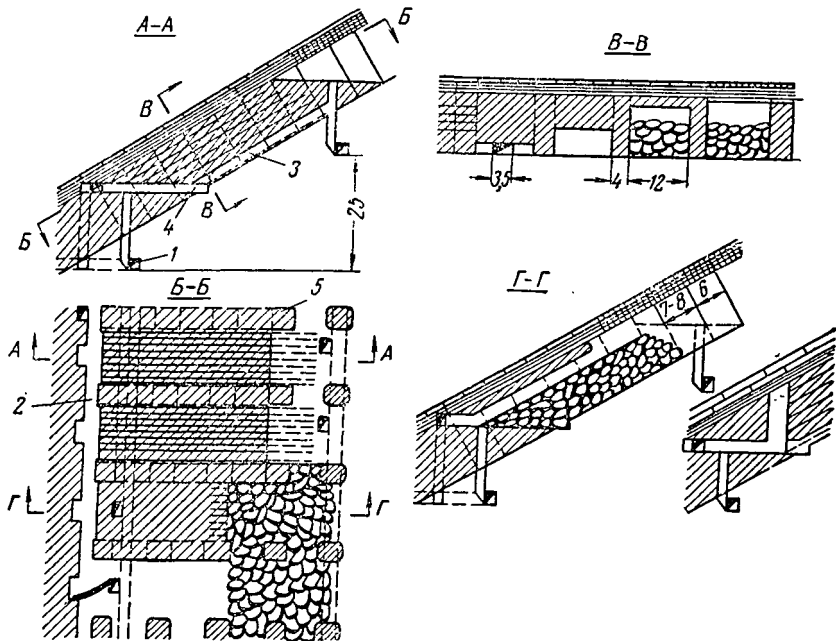


Рис. 143. Камерно-столбовая система разработки с отбойкой руды глубокими скважинами на руднике Миргалимсай:

1—полевой откаточный штрек; 2—рудный штрек; 3—наклонная выработка; 4—отрезная щель; 5—междукамерные целики

Из полевых откаточных штреков 1 (рис. 144) проходят рудоспуски 3 и ходовые восстающие до панельного рудного штрека 2.

По оси камеры из штрека 2 проводят короткие орты и отрезные восстающие 4, которые сбиваются между собой ортами 5. Из орта 5 образуется сплошная верхняя подсечка мелкошпуровым способом. Руду из подсечки скреперуют до отрезного восстающего. При необходимости кровлю камеры закрепляют штанговой крепью одновременно с образованием подсечки. После образования подсечки отрезные восстающие последовательным взрыванием глубоких скважин, пробуренных из подсечки, расширяют в отрезные щели.

Руду отбивают послойным взрыванием глубоких нисходящих скважин, пробуренных станками из верхней подсечки. При этом целесообразно применение короткозамедленного взрывания, позволяющего уменьшить сейсмический эффект и снизить выход негабарита до 10—15% с 25—30% при мгновенном взрывании.

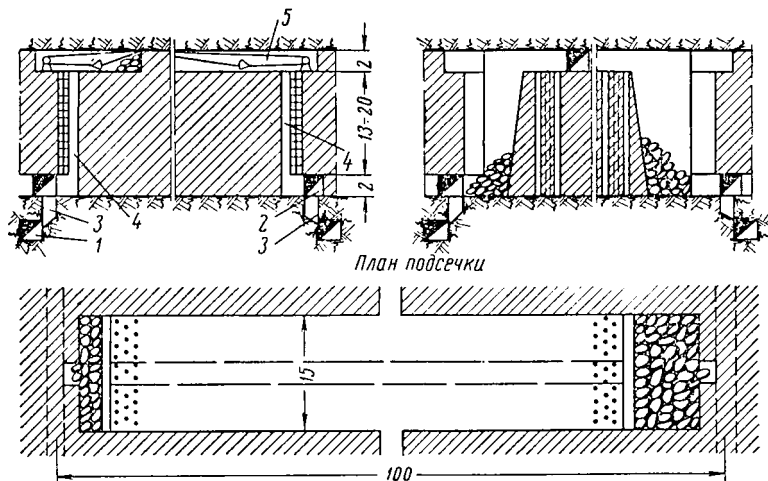


Рис. 144. Вариант камерно-столбовой системы с верхней подсечкой

Отбитую руду доставляют трехбарабанными скреперными лебедками. Сообщение с верхней подсечкой осуществляют через ходок 5, пройденный в целике из орта соседней камеры.

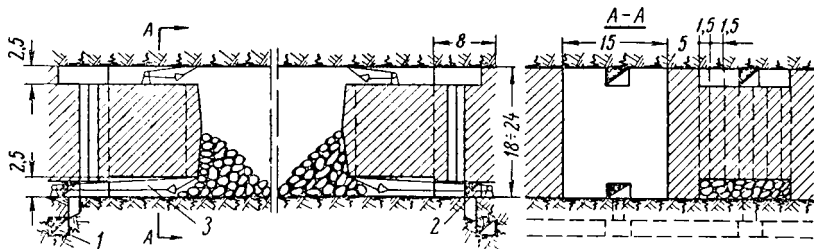


Рис. 145. Вариант камерно-столбовой системы с верхней и нижней подсечкой:

1 — полевой откаточный штрек; 2 — панельный штрек; 3 — орт

При втором варианте (рис. 145) кроме верхней образуется и нижняя подсечка на высоту 2,5—3,0 м расширением орта, проведенного по контакту подстилающих пород.

Очистную выемку в этом случае производят от середины камер к ее границам, а сообщение с верхней подсечкой осуществляют

входят через специальные ходовые восстающие, пройденные в панельном целике за пределами камеры. При втором варианте значительно улучшаются условия скреперования отбитой руды и повышается безопасность работ. Однако при этом значительно увеличивается объем мелкошпуровых работ, что снижает общую производительность труда забойного рабочего на 10—15% по сравнению с первым вариантом с верхней подсечкой.

Практика отбойки руды глубокими скважинами показала их высокую эффективность при камерно-столбовых системах разработки. Производительность труда бурильщика повышается в 2,5—3 раза, а забойного рабочего в 1,8—2 раза по сравнению с мелкошпуровой отбойкой руды. Однако эффективное применение вертикальных скважин возможно только при достаточно устойчивых породах кровли, допускающих массовые взрывы.

**Камерно-столбовая
система разработки
с тяжелым самоходным
оборудованием**

При камерно-столбовых системах разработки благодаря значительным размерам камер создаются благоприятные условия для применения высокопроизводительного самоходного крупногабаритного оборудования карьерного типа. Применение этого оборудования позволяет резко снизить стоимость добычи руды почти до стоимости добычи на открытых работах и увеличить производительность работ.

В качестве бурового оборудования применяются станки глубокого бурения. Однако для уменьшения сейсмического эффекта и лучшего сохранения кровли, чаще руду отбивают мелкошпуровым способом, применяя специальные самоходные буровые каретки на гусеничном или резиновом ходу на два-пять перфораторов. Эти каретки позволяют с одной установки разбуривать забой на ширину до 4—6 м и высотой до 5—12 м.

Для погрузки отбитой руды при разработке залежей сравнительно небольшой мощности (до 4—5 м) используют специальные погрузочные машины с загребающими лапами и ленточными перегружателями.

При залежах большой мощности отбитую руду грузят экскаваторами для подземных работ с емкостью ковша до 1 м³. Для подгребки разбросанной руды и зачистки уступов применяют специальные бульдозеры.

Руду от забоя до рудоспусков или же непосредственно до бункеров ствола шахты доставляют автосамосвалами, электросамосвалами и самоходными челночными вагонетками на резиновом ходу грузоподъемностью до 10—18 т.

Необходимо указать, что в последнее время практикой работы рудников в СССР и за рубежом, а также проведенными исследованиями доказана возможность безопасного применения оборудования с двигателями внутреннего сгорания.

На рис. 146 показано применение тяжелого самоходного оборудования при выемке камер шириной 15—20 м с полевой подготовкой. Руду в камере вынимают сплошным безуступным забоем. Руду отбивают мелкими шпурами, буримыми при помощи каретки несколькими перфораторами. Отбитую руду экскаватором грузят в электросамосвал, который доставляет ее до рудоспуска.

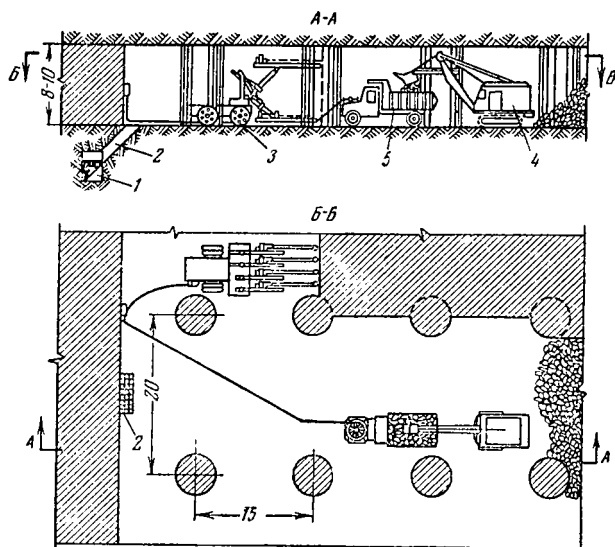


Рис. 146. Камерно-столбовая система разработки с применением тяжелого самоходного оборудования:
1 — полевой откаточный штрек; 2 — рудоспуск; 3 — буровая каретка; 4 — экскаватор; 5 — электросамосвал

Однако применение тяжелого самоходного оборудования при полевой подготовке и в камерах сравнительно небольшой ширины не создает благоприятных условий производительного использования его ввиду: 1) малого фронта работ и необходимости частых перестановок оборудования из камеры в камеру; 2) возможности доставки руды высокопроизводительным оборудованием только в пределах камеры; 3) сложности доставки оборудования в очистные забои из полевых выработок; 4) высокой стоимости подготовки месторождения полевыми выработками.

При разработке горизонтальных или слабонаклонных месторождений значительно рациональнее выемку месторождения производить камерами большой ширины (равной длине панели) при рудной подготовке, что создает условия высокопроизводительного использования самоходного оборудования.

На рис. 147 показан вариант камерно-столбовой системы разработки с выемкой руды панелями. От главного откаточного штрека 1 проводят панельные штреки 2 на расстоянии 100—120 м друг от друга, из которых в камеру по мере ее выемки проходят сбойки 3. Для проветривания и обслуживания верхнего уступа 4, из которого проводят штрек 4, из которого посередине панели также проводят штрек 5.

Выемку руды производят с верхней подсечкой высотой 3—5 м. Шпуры на верхней подсечке бурят самоходной буровой кареткой, а отбитую руду бульдозером сбрасывают на почву камеры. Отбойка руды на нижнем уступе может производиться вертикальными глубокими скважинами, бурильными станками с верхней подсечки, или же горизонтальными шпурами, пробуриваемыми самоходной буровой кареткой. Отбитую руду с почвы камеры экскаватором грузят в самосвалы которые доставляют ее до бункеров ствола шахты.

При образовании верхней подсечки кровлю камеры закрепляют штанговой крепью.

Для поддержания пород кровли оставляются ряды целиков. Расстояние между рядами 15—20 м и между целиками в ряду 15—20 м.

Для осмотра и оборки кровли применяют тележки с раздвижными полками.

С применением тяжелого самоходного оборудования производительность труда забойных рабочих увеличивается в 1,5—2,5 раза по сравнению с применением обычного оборудования. Так, на некоторых зарубежных рудниках производительность труда подземного рабочего составляет 16—30 т/смену. В настоящее время отечественными заводами выпущено самоходное оборудование для подземных работ (буровые каретки, погрузочные машины, экскаваторы и др.), которое проходит широкое промышленное испытание.

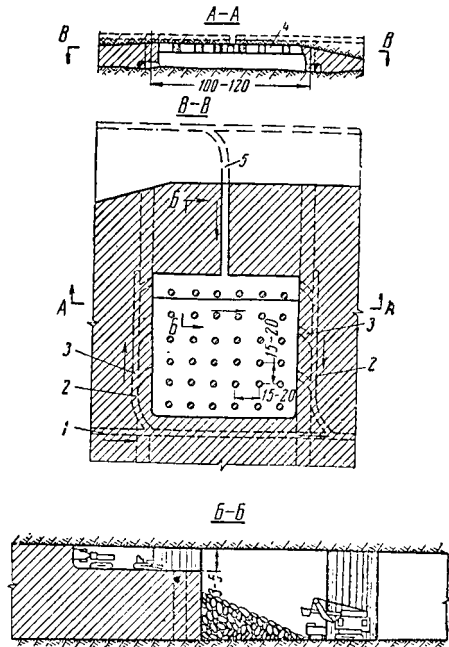


Рис. 147. Вариант камерно-столбовой разработки с выемкой руды панелями

Технико-экономическая характеристика камерно-столбовых систем и пути их дальнейшего совершенствования

Камерно-столбовые системы относятся к наиболее производительным и экономичным при разработке пологопадающих и горизонтальных месторождений мощностью от 5 м и выше.

Малый объем подготовительно-нарезных работ, широкий фронт работ, небольшой расход материалов, широкие возможности применения высокопроизводительного самоходного оборудования определяют высокую эффективность этих систем разработки.

Производительность труда рабочих колеблется в широких пределах и зависит от крепости руды, мощности залежи, варианта системы и применяемого оборудования. В табл. 27 приведены средние данные о производительности труда забойного рабочего, достигнутые на рудниках СССР (Джезказганский и Миргалимсайский). Указанные данные относятся к периоду 1961—1964 гг.

Таблица 27

Средние данные о производительности труда забойного рабочего на Джезказганском и Миргалимсайском рудниках

Вариант системы разработки	МОЩНОСТЬ залежи, м	Коэффициент крепости руды, f	Производительность труда забойного, м ³ /смену
Почвоуступная с мелкошпуровой отбойкой	5—10	8—14	5,0—6,5
Потолкоуступная отбойка с частичным магазинированием	5—12	8—14	7,0—9,0
С отбойкой вертикальными скважинами и верхней подсечкой	10—15	10—14	8,0—10
С отбойкой вертикальными скважинами с верхней и нижней подсечкой	Более 15	10—14	8,0—12,0

На Джезказганском комбинате, применяющем различные варианты системы и в основном с потолкоуступной выемкой и частичным магазинированием, средняя производительность труда забойного рабочего составляет 9,5—10,0 м³/смену. С применением автосамосвалов, буровых кареток и бульдозеров производительность труда забойного рабочего на этом комбинате в 1963 г. увеличилась до 16,5 м³/смену. На некоторых зарубежных рудниках производительность труда забойного рабочего достигает в некоторых случаях 25—28 м³/смену, когда применяют комплекс самоходного оборудования.

Месячная производительность камеры составляет 3000 т при почвоуступном варианте, 4000—5000 т — потолкоуступной выемке и до 6000—20 000 т, когда применяют самоходное оборудование.

Объем подготовительных и нарезных работ небольшой и составляет 3—5 м на 1000 т запаса руды при мощности залежи 5—10 м и полевой подготовке. С уменьшением мощности объем подготовительных и нарезных работ увеличивается и иногда достигает до 7 м на 1000 т запаса.

При рудной подготовке с применением самоходного оборудования объем подготовительных и нарезных работ снижается до 1,5—2,5 на 1000 т запасов при мощности залежи 10—15 м. Расход ВВ составляет 0,4—0,6 кг на 1 м при шпуровой отбойке и 0,2—0,4 кг при скважинной отбойке. С применением миллисекундного взрывания расход ВВ, по данным Джезказганского комбината, снижается на 10—15%, а выход негабарита уменьшается с 30—35 до 15—17%. При этом наблюдается увеличение производительности труда забойного рабочего на 10—15%.

Расход крепежных материалов небольшой. При систематическом креплении кровли камеры штанговой крепью ее расход обычно не превышает 0,25 штанги на 1 г, длина штанг 1,5—2,5 м.

Практически единственным источником потерь руды является оставление целиков, так как выемку камерных запасов производят с незначительными потерями, не превышающими в сложных условиях 2%. Вопрос систематической выемки целиков остается пока нерешенным. В зависимости от горнотехнических условий разработки и главным образом от мощности залежи и крепости руды общие потери составляют 15—20%, достигая в особо неблагоприятных условиях 30—35%. Разубоживание руды при отсутствии включений в руде пустых пород не превышает 2—5%.

Если имеются включения пустых пород, разубоживание резко возрастает, так как забойная сортировка при этой системе практически невозможна.

В табл. 28 приведены некоторые данные о размерах конструктивных элементов и технико-экономических показателях для различных вариантов камерно-столбовой системы разработки, применяемых на ряде рудников СССР.

Достоинства системы: 1) простота ведения работ; 2) небольшой объем подготовительных и нарезных работ; 3) широкий фронт работ; 4) высокая производительность труда рабочих, особенно при применении тяжелого самоходного оборудования; 5) широкие возможности применения высокопроизводительного самоходного оборудования; 6) небольшой расход крепежных материалов и почти полное отсутствие расхода леса; 7) низкая стоимость добычи руды.

Недостатки системы: 1) значительные потери руды из-за оставления целиков; 2) несколько повышенная опасность ведения работ в камере под обнаженной кровлей. Для снижения опасности необходим систематический и тщательный контроль за кровлей и оборка ее, а также крепление кровли штанговой

Таблица 28

Размеры конструктивных элементов и технико-экономические показатели камерно-столбовой системы разработки

Рудники	Горногеологические условия			параметры, м					Основные технико-экономические показатели						
	Коэффициент крепости, <i>f</i>			мощность залежи, м	угол падения, град	ширина камеры	длина камеры	размеры целиков	Габариты (Г) габариты	производительность труда, м³/смену		расход вв. кг/м³	потери руды, %	разубоживание руды, %	
	руды	вмещающих пород								бурильщика	забойного рабочего				
висячего бока		лежащего бока													
Полиметаллический Медный	12—16	8—12	8—12	10—12	5—40	15—20	До 100	выемкой диаметр 5—6	—	15,0	3,8	0,76	15—18	4-6	
	8—10	Устойчивые	Устойчивые	10—12	5—20					диаметр	8—11	3—6			0,7—1,3
	12—14	6—16	6—16	6—20	0—15					5,0	6,68	0—6			
Миргалимсай Джезказган	10—12	10—12	10—12	10—12	10—80	12—16	50	4 х 6	25	18—22	5,6	—	—	—	
	8—16	6—16	6—16	до 30	0—15	20,0	50	диаметр	—		8—9	—	—	—	
	12—14	6—16	6—16	5—10	0,15	15,0	100	диаметр	—		8,7	0,75	—	—	
Лениногорский То же	16—18	10—14	15—18	5—12	0—40	12,0	глубоки	ими скважинами	—	30—40	4,1	0,3	34,0	17,3	
	16—18	12—14	15—17	6—10	30—40,						3,1	0,364	5,6	4,3	
Полиметаллический Миргалимсай Джезказган	10—12	Средней устойчивости	Устойчивые	8—12	10—35	12,0	100,0	карьерного типа	—	12—15	0,77	—	—	—	
	10—12	10—12	10—12	10—12	10—45	12,0					4 х 6	5,1	0,97		
	12—14	6—16	6—16	10—28	0-15	15,0					8,6	0,9			
То же	10—12	6—16	6—16	25—27	3—7	20,0	100,0	—	18,2	11,50	0,67—0,7	—	6-7		

крепью; 3) невозможность раздельной выемки и забойной сортировки.

Дальнейшее совершенствование камерно-столбовой системы разработки для повышения производительности труда и снижения себестоимости должно идти по пути применения полного комплекса бурового, погрузочного и транспортного самоходного тяжелого оборудования (буровых кареток, самоходных буровых агрегатов, погрузочных машин непрерывного действия и экскаваторов, бульдозеров, самоходных вагонеток и автосамосвалов, самоходных полков для контроля и оборки кровли и др.).

Расчеты показывают, что при применении полного комплекса такого оборудования и отбойки руды глубокими скважинами производительность труда забойного рабочего может достигать до 60—80 *т/смену*, а производительность камеры до 25—30 тыс. т в месяц.

Самоходное оборудование целесообразно применять и при разработке залежей при углах падения до 30—40°, располагая камеры по простиранию. Первые опытные работы рудника Миргалмсай в СССР доказывают это.

Важно при разработке месторождений с углом падения до 5—10° применение рудной подготовки, позволяющей уменьшить объем подготовительных работ и создающей наиболее благоприятные условия высокопроизводительной работы самоходного оборудования.

При полевой подготовке и неблагоприятном рельефе почвы залежи для работы самоходного оборудования целесообразно применение глубоких скважин для отбойки руды и трехбарабанных скреперных лебедок мощностью до 50—75 *квт* со скреперами емкостью до 1 *м³* для доставки ее до рудоспусков.

§ 6. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ПОДЭТАЖНОЙ ВЫЕМКОЙ

Сущность и условия применения систем

На рис. 148 показан вариант системы подэтажных штреков. При этой системе разработки этаж разбивают на блоки, каждый из которых включает камеру 1, междукамерный целик 2, потолочину камеры 3 и днище 4.

В первую очередь отрабатывают камеру. Потолочину, междукамерный целик и днище отрабатывают во вторую очередь в последовательности, определяемой условиями разработки.

Отбойку руды в камере ведут из подэтажных штреков 11. Отбитая руда падает на воронки днища 5, откуда поступает в камеры грохочения 6 и затем в рудоспуски 7, снабженные люковыми затворами на основном откаточном горизонте. Выработанное пространство камеры не крепится.

После окончания очистной выемки руды в камере образованная пустота должна быть заполнена закладочным материа-

лом или пустыми породами, перепускаемыми с вышележащего этажа при обрушении потолочины.

Если пустоту заполняют закладочным материалом, то потолочину отработывают после окончания закладочных работ.

При перепуске пустых пород с вышележащего горизонта потолочину обрушают зарядами глубоких скважин. Отбитая руда и налегающие на нее пустые породы заполняют камеру.

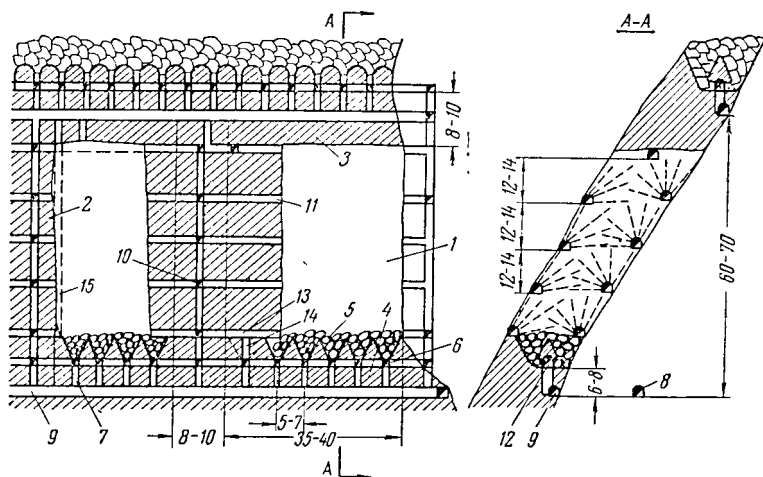


Рис. 148. Типичный вариант системы подэтажных штреков:

1 — камера; 2 — междукamerный целик; 3 — потолочина; 4 — днище; 5 — воронки; 6 — камеры грохочения; 7 — рудоспуск; 8 — полевой откаточный штрек; 9 — рудный откаточный штрек; 10 — подэтажные орты; 11 — подэтажные штреки; 12 — штрек грохочения; 13 — подсеной штрек; 14 — дучки; 15 — отрезной восстающий

Руду из обрушенной потолочины либо выпускают через воронки днища или же, если днище отработывают системой подэтажного обрушения, извлекают при совместном выпуске. Междукamerные целики или обрушают совместно с потолочинами массовыми взрывами или отработывают после обрушения потолочины другими системами.

Применение того или иного способа отработки потолочин и целиков определяется горнотехническими условиями разработки и ценностью полезного ископаемого.

Системы разработки с подэтажной выемкой применяют при:

1) устойчивых рудах и таких же вмещающих боковых породах;

2) расположении камер длинной стороной по простиранию. Мощность рудного тела может изменяться от 1 до 30 м. При расположении камер длинной стороной вкрест простирания мощность залежи может быть больше 30 м. Ширина камер более 15—20 м допустима только при весьма крепких и устойчивых

рудах. Для устойчивых руд средней крепости пределом следует считать ширину камер (мощность месторождения) 15—20 м

3) расположении камер длинной стороной по простиранию. Угол падения залежи должен быть больше 50° . Возможность применения системы подэтажных штреков при наклонном и пологом падении не исключается. Однако в этом случае необходимо применение либо скреперной доставки, что ухудшает условия безопасности труда и удорожает очистную выемку, либо проходка дополнительных подготовительных выработок по пустым породам.

Особо благоприятными условиями для применения систем с подэтажной выемкой следует считать:

разработку слепых залежей небольшого простирания, когда не требуется оставление потолочин, а иногда и междукамерных целиков;

разработку руды в торцах залежей, имеющих склонение, когда не требуется оставления потолочины камеры;

отработку части рудного тела у висячего бока системой подэтажных штреков с последующей доработкой остающихся запасов другой системой разработки.

Крепость и устойчивость руды, а также и вмещающих пород могут варьировать в зависимости от применяемых вариантов системы разработки. Однако в любом случае крепость и устойчивость руды должны исключать вывалы руды из кровли и боков камер при принятых площадях обнажения и обеспечивать полную безопасность для горнорабочих в процессе очистной выемки.

При всех методах отбойки крепость и устойчивость руд, а также вмещающих пород должны гарантировать надежные условия отработки камер и сохранность междукамерных и междуэтажных целиков. При разработке слепых залежей, залегающих в крепких и устойчивых вмещающих породах, допустима меньшая устойчивость руды, однако без нарушения условий безопасности труда на подэтажах.

Ценность руд, при которых допустимо применение системы подэтажных штреков, зависит от применяемых методов отработки междукамерных целиков и потолочин. Если потолочину и междукамерные целики обрушают массовыми взрывами, систему подэтажных штреков можно применять только при разработке не особенно ценных руд.

В равной мере это относится и к вариантам системы подэтажных штреков с оставлением навсегда покидаемых междукамерных целиков в выработанном пространстве.

Закладка камер, отработка междукамерных целиков и потолочин такими системами разработки, которые обеспечивают высокое извлечение, позволяют применять систему подэтажных штреков при разработке ценных руд.

Как правило, систему подэтажных штреков применяют в тех случаях, когда не требуется селективная выемка. Однако, как показывает практика, при шпуровой отбойке возможна раздельная добыча руды по сортам¹.

Системы разработки с подэтажной выемкой применяют в следующих вариантах: при расположении камер длинной стороной по простиранию при разработке крутопадающих месторождений (основной вариант); при расположении камер длинной стороной по простиранию, при наклонном и пологом падении; при расположении камер вкрест простирания, в виде так называемой панельной выемки.

Основные принципиальные особенности системы, а именно, разбивка месторождения на блоки, первоначальная отработка камеры, а затем целиков, подэтажная отбойка руды в камере сохраняются при всех вышеуказанных вариантах.

Система подэтажных камер по простиранию (основной вариант) *Подготовительные работы* при системе подэтажных штреков (см. рис. 148) заключаются в проведении штреков, полевых 8 или рудных 9 (или тех и других) на основном откаточном горизонте.

Из рудных штреков проходят восстающие по оси междукамерных целиков, из восстающих проводят орты 10 на уровне проектируемых подэтажей для точного оконтуривания залежи в пределах обрабатываемого блока и выбора места для наиболее удобного проведения подэтажных штреков.

В зависимости от метода отбойки, применяемого при отработке камер, а также мощности рудного тела (ширина камеры), на каждом подэтаже проводятся один или два подэтажных штрека сечением 2 X 2 или 1,5 X 2 м, обычно без крепления.

Подэтажные штреки 11 могут проводиться из восстающих в междукамерном целике с одной или обеих сторон камеры и навстречу друг другу. Одновременно с проходкой подэтажных штреков ведутся работы по проведению штреков горизонта грочения 12 и горизонта подрезки 13, затем проходят рудоспуски 14, которые при отработке камеры по мере развития очистных работ разбуривают и придают им воронкообразную форму. В зависимости от принятого порядка очистной выемки проходят отрезной восстающий 15 в центре камеры или у одной из ее границ.

Проходка подготовительных выработок в днище блока, обрабатываемого системами с подэтажной выемкой, изменяется в зависимости от методов доставки руды и погрузки ее на основ-

¹ Опыт рудника Бакал (Урал) в годы Великой Отечественной войны.

ном откаточном горизонте, а также от принятой схемы проветривания.

Доставка руды. При системах с поэтажной выемкой доставка руды может быть:

1. Собственным весом до:

камер грохочения;

штреков выпуска, где далее могут применяться скреперы для доставки руды к восстающим, снабженными люками на откаточном горизонте;

основного откаточного горизонта, где погрузка руды в вагонетки возможна погрузочными машинами, скреперами и вибропитателями.

2. Скреперная по лежащему боку камеры с погрузкой в вагонетки на основном откаточном горизонте или непосредственно, или через восстающий.

3. Силой взрыва с погрузкой руды на основном откаточном горизонте.

В зависимости от вышеуказанных способов доставки и погрузки руды изменяются и методы подготовки днища. При доставке руды собственным весом до горизонта грохочения отбитая руда, улавливаемая воронками днища, поступает в камеры грохочения, которые засекают из штрека, пройденного на 6—12 м выше откаточного горизонта. Камеры грохочения могут быть односторонними и двусторонними (см. рис. 148). Как в том, так и в другом случае не менее 40% площади грохота должно быть свободно для пропускания руды сквозь решетку. Двусторонние камеры запрещены Правилами безопасности.

Руда, улавливаемая воронкой, должна поступать не на решетку грохота, а на рудный уступ для обеспечения надежной и безопасной работы.

Для повышения производительности труда решетку грохота, как правило, укладывают под углом 15—20° к горизонтали. Горизонт грохочения должен проветриваться активной воздушной струей для сокращения простоев, связанных с дроблением крупных глыб руды на решетках грохота взрывным способом. Односторонние камеры грохочения безопаснее. При двусторонней камере возможно скатывание крупных глыб руды, и горнорабочие, находясь спиной к рудоспускам, могут быть ими травмированы, если вовремя не заметят опасности.

Применение скреперной доставки на горизонте вторичного дробления требует проведения штрека скреперования на 7—15 м выше откаточного горизонта (рис. 149).

Из штрека в камеру на горизонт подсечки проходят дучки для выпуска отбитой руды. Руду, поступающую из дучек на штрек скреперования, доставляют скрепером до рудоспуска, снабженного люком на основном откаточном горизонте.

На рис. 150 показано днище с применением погрузочных

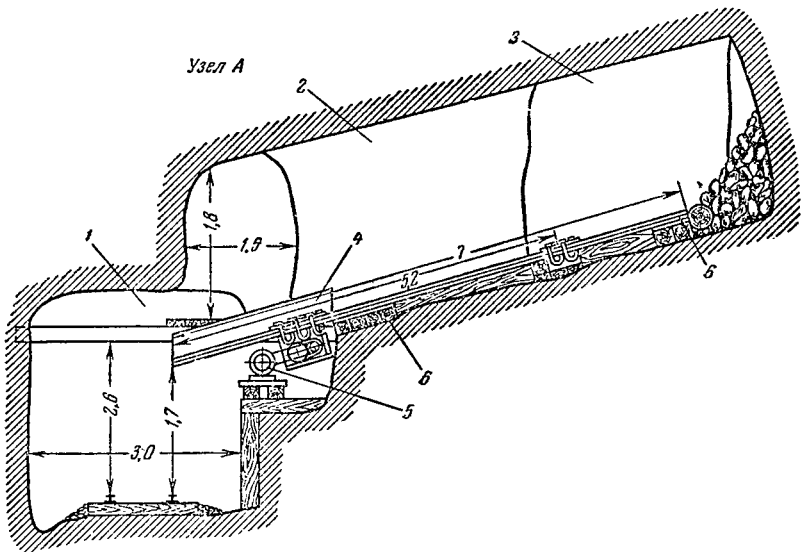
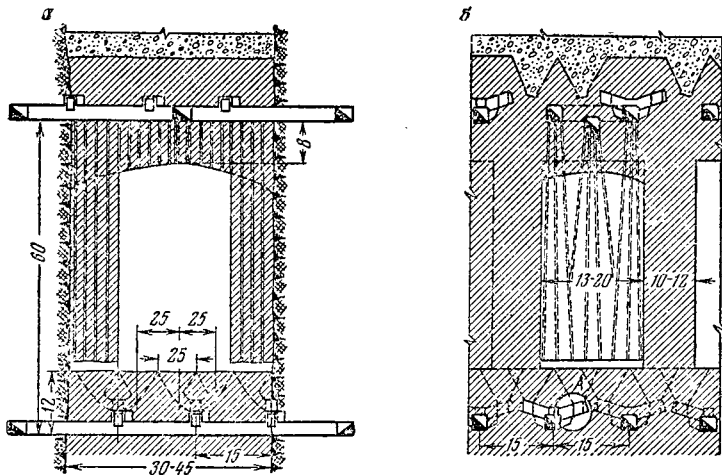


Рис. 152. Конструкция дна камеры при погрузке руды вибропитателями: а—разрез вкостр простиранья рудного тела; б—разрез блока по простиранью рудного тела; 1—откаточная выработка; 2—выработка для установки вибропитателя; 3—рудоспуск; 4—вибропитатель; 5—привод; 6—деревянное основание

машин на основном откаточном горизонте. Сравнивая обе схемы (рис. 149 и 150), можно сделать вывод, что объем подготовительных работ при погрузке машинами меньше.

На рис. 151 показан вариант днища со скреперной доставкой и безлюковой погрузкой руды на основном откаточном горизонте, а на рис. 152 — днище с погрузкой руды вибропитателями.

Для достижения максимальной производительности труда при выборе того или иного варианта днища необходимо увязывать решение этого вопроса со следующими факторами: высотой этажа, крепостью и кусковатостью отбитой руды, сроками отработки камер и размерами кондиционного куска.

В том случае, когда имеется подземная дробилка, и, следовательно, размеры кондиционного куска могут достигать 700 мм, целесообразно при крепкой руде применять вариант днища с погрузкой руды погрузочными машинами на основном горизонте, особенно если высота камеры небольшая и желательно увеличение камерного запаса.

При рудах средней крепости скреперование на горизонте выпуска эффективнее и безопаснее, чем пропускание руды через камеры грохочения. Это объясняется тем, что при скреперной доставке днище меньше изрезано выработками и поэтому поддержание его дешевле, а производство работ намного безопаснее. Днища с камерами грохочения по этой причине в настоящее время имеют ограниченное применение.

Скреперная доставка в камере при пологом падении очень опасна, так как при ремонте скрепера и обрывах каната горнорабочие должны выходить для исправления неполадок в открытую камеру.

Доставка руды силой взрыва (рис. 153) при недостаточно крутом падении весьма эффективна и безопасна. Доставка руды до приемных воронок, как показывает практика, возможна на расстояние до 25 м при обычной величине зарядов глубоких скважин. Для успешного отброса руды силой взрыва приемные воронки должны быть свободны.

Отрезка камеры. После выполнения всех подготовительных работ приступают к очистной выемке, которую начинают с образования отрезной щели у восстающего. Отрезная щель до начала очистных работ должна быть образована на полную высоту камеры и всю мощность залежи.

Отрезную щель образуют мелкими и штанговыми шпурами, а также глубокими скважинами.

В первом случае шпуры бурят вокруг отрезного восстающего, образуя вначале кольцеобразные заходки, а затем почвоуступный забой. Для повышения эффективности буровзрывных работ шпуры часто простреливают для использования котловых зарядов. В настоящее время этот метод отрезки применяют редко.

Более эффективно образование отрезной щели с использованием штанговых шпуров (рис. 154) или глубоких скважин (рис. 155). При образовании отрезной щели глубокими скважинами их бурят на всю высоту камеры, используя отрезной восстающий в качестве плоскости обнажения. Скважины взрывают в порядке, показанном на рис. 155.

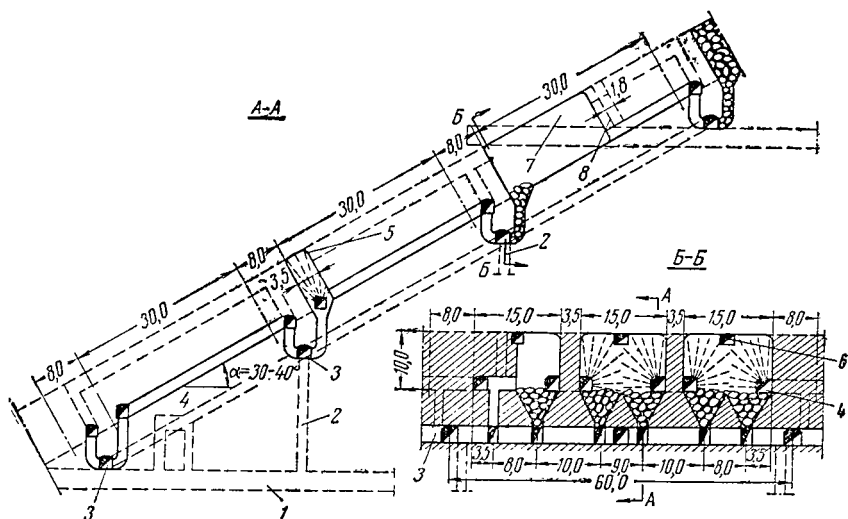


Рис. 153. Система разработки с доставкой руды под действием взрыва: 1 — откаточный орт; 2 — рудоспуски; 3 — штреки скреперования; 4 — буровые выработки; 5 — отрезная щель; 6 — вентиляционная выработка; 7 — камера; 8 — веера глубоких скважин

Штанговые шпуров применяют при рудах крепостью до 8 и небольшой (10—12 м) высоте подэтажа. В остальных случаях более целесообразно применять отрезку глубокими скважинами, что обеспечивает более безопасные условия труда, высокую эффективность буровзрывных работ и минимальную себестоимость.

Параллельно с образованием отрезной щели ведут работы по подрезке камеры.

Подрезка камеры и образование воронок. При подрезке камер и образовании воронок буровзрывные работы ведут с использованием штанговых шпуров и глубоких скважин.

На рис. 156 показан метод образования воронок и подрезки камер штанговыми шпуров. При крепких рудах (рис. 156, а) дучки проходят на полную высоту воронок и используют для улучшения действия взрыва штанговых шпуров. При рудах средней крепости (рис. 156, б) воронку образуют, взрывая пучкообразно пробуренные штанговые шпуров.

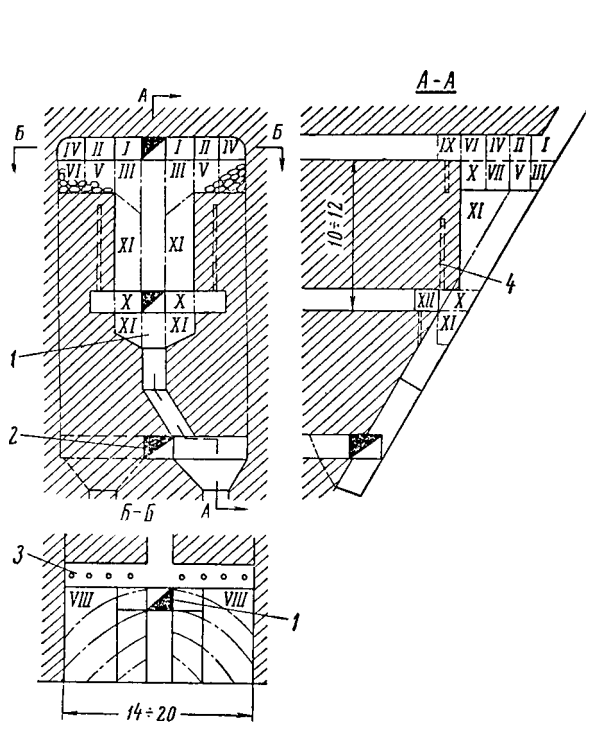


Рис. 154. Образование отрезной щели штанговыми шурами:

1 - отрезной восходящий; 2 - подэтажные орты; 3 - заходки; 4 - штанговые шуры; I, II, III, IV и т. д.

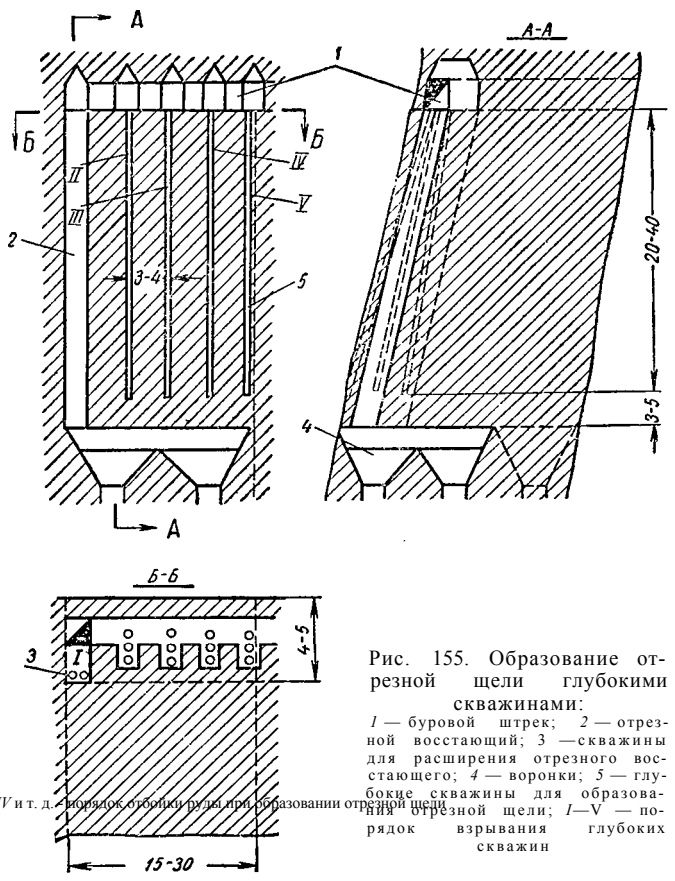


Рис. 155. Образование отрезной щели глубокими скважинами:

1 — буровой штрек; 2 — отрезной восходящий; 3 — скважины для расширения отрезного восходящего; 4 — воронки; 5 — глубокие скважины для образования отрезной щели; I—V — порядок взрывания глубоких скважин

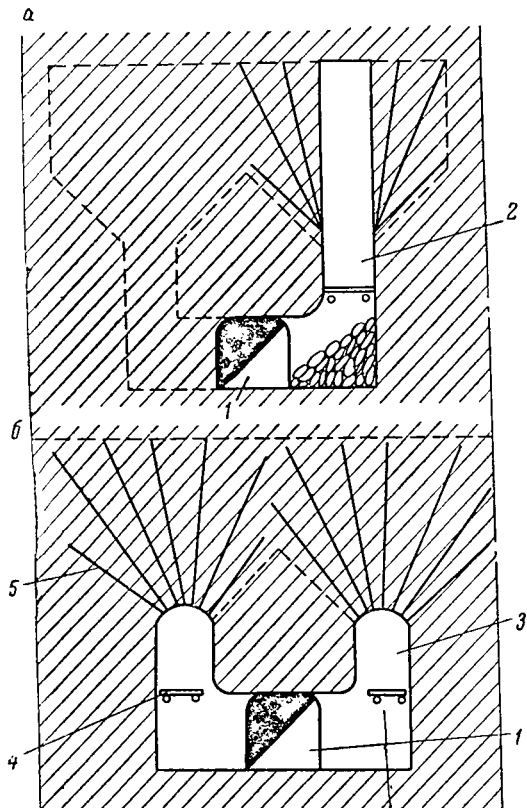


Рис. 156. Подсечка штанговыми шурами:

1 — подэтажный штрэк; 2 — длинные дучки; 3 — короткие дучки; 4 — полки; 5 — штанговые шуры

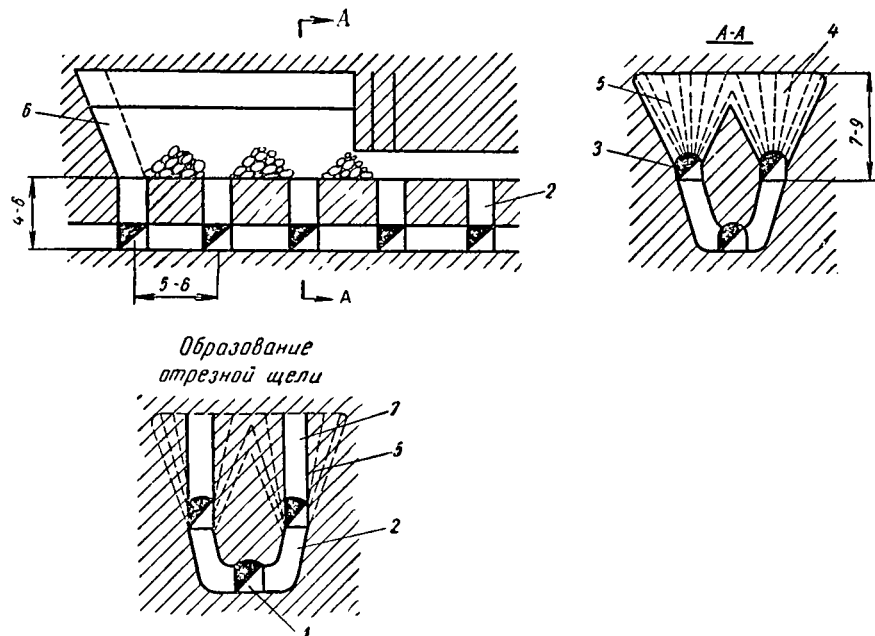


Рис. 157. Трэншейный способ подсечки:

1 — штрэк скреперования; 2 — дучки; 3 — подэтажные штрэки; 4 — трэншея; 5 — штанговые шуры; 6 — отрезная щель; 7 — отрезной восстающий

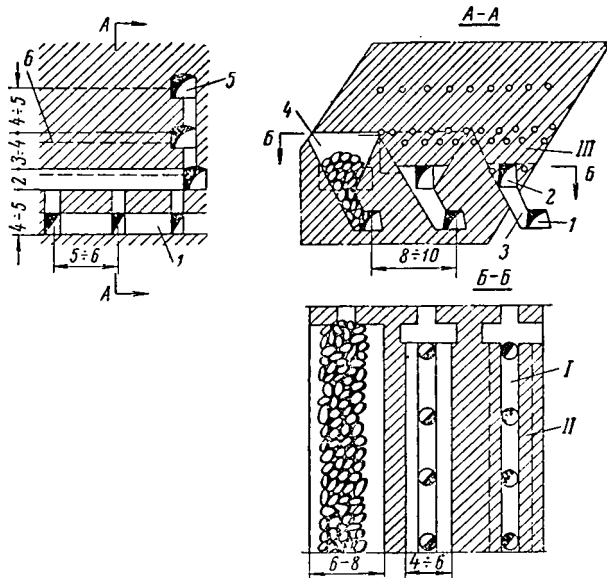


Рис. 158. Образование траншейной подсечки глубокими горизонтными скважинами:

1 — выработки горизонта доставки; 2 — подэтажная выработка; 3 — дучки, 4 — траншеи; 5 — буровые выработки; 6 — глубокие скважины; I—II — порядок образования компенсационной камеры у основания траншеи; III — образование траншей взрывом глубоких скважин

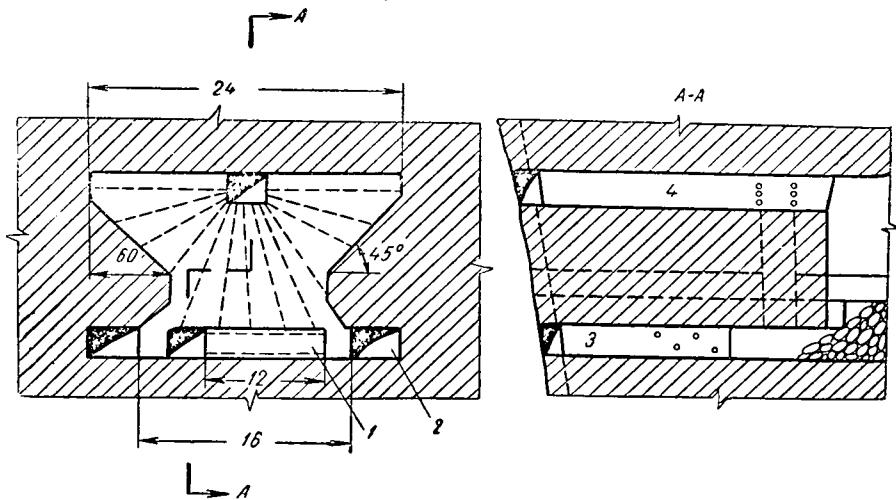


Рис. 159. Образование подсечки камеры при плоском дне:

1 — плоское дно камеры; 2 — выработка скреперования; 3 и 4 — выработки, используемые для бурения скважин при подсечке камеры

При траншейной подрезке камер (рис. 157) проводят выше горизонта скреперования подэтажные штреки (орты) и через 5—6 м дучки. Подрезку начинают с проходки дучки в тупике подэтажного штрека и образования отрезной щели взрыванием штанговых шпуров. Дальнейшую отбойку руды ведут, используя площадь обнажения. Образование траншейной подрезки горизонтальными скважинами показано на рис. 158.

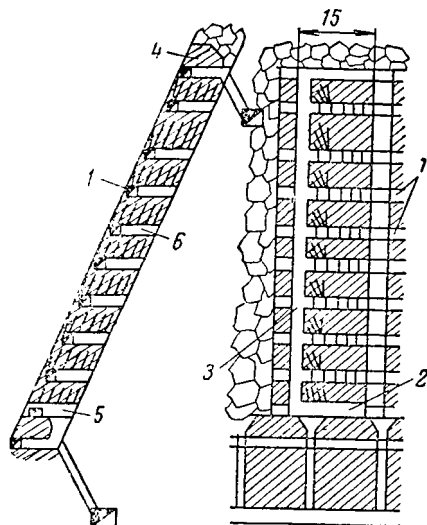


Рис. 160. Система разработки подэтажных штреков на руднике Нкана: 1 — подэтажные штреки; 2 — подсечка; 3 — отрезка 2,5 м; 4 — междуэтажный целик; 5 — горизонт грохочения; 6 — подэтажные орты

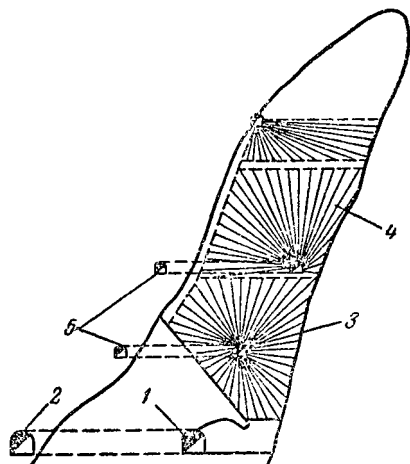


Рис. 161. Отбойка руды круговыми веерами глубоких скважин на руднике Эвока (Ирландия): 1 — рудный откаточный штрек; 2 — полевой штрек; 3 — подэтажный штрек; 4 — глубокие скважины; 5 — подэтажные штреки висячего бока

Для уменьшения запасов руды в днище при разработке крепких руд применяют так называемое «плоское днище» (рис. 159).

Сопоставляя указанные методы подрезки камер, следует указать, что наиболее производительна и безопасна траншейная подрезка с применением глубоких скважин.

Отбойка руды в камере. Руду в камере отбивают: глубокими штанговыми шпурами, пробуриваемыми телескопными или колонковыми перфораторами; глубокими скважинами, минными зарядами.

Высоту подэтажей в первом случае принимают 10—12 м. На рис. 160 показан метод отбойки при системах разработки с подэтажной выемкой, применяемой на руднике Нкана. Комбинация этого метода отбойки с почвоуступной позволяет увеличить высоту подэтажа до 15—17 м (практика работы Криворожского бассейна). При отбойке руды штанговыми шпурами

возможно применение так называемого многоперфораторного бурения, т. е. одновременно на двух-трех телескопных перфораторах. Производительность труда при этом может быть увеличена в 1,5 раза. В Криворожском бассейне в рудах крепостью 5—7 производительность труда бурильщика была увеличена с 64 до 73,5 *т/смену*, а производительность забоя с 162 до 217 *т/смену*.

На руднике им. Карла Либкнехта в Криворожском бассейне руду отбивали глубокими шпурами из подэтажных штреков без проходки заходок.

Шпуры располагали в каждом ряду веерообразно для отбойки руды выше подэтажной выработки. При таком методе ведения буровзрывных работ достигали независимости между бурением и взрывными работами. Буровые работы при этом методе могут значительно опережать отбойку руды.

На рис. 161 показана отбойка руды круговым комплектом скважин, пробуриваемых из подэтажных штреков (рудник Эвока, Ирландия). Руду отбивают одновременно на всех подэтажах.

В зависимости от необходимости одновременно могут взрывать один, два, три и более слоев. Взрывание — миллисекундное с применением детонаторов. Преимущество данного метода заключается в том, что бурение и зарядание скважин происходит непосредственно из подэтажных штреков, а это значительно безопаснее, чем из заходок. Кроме того, заходки не проходят, что значительно повышает производительность труда. Возможно увеличить также и высоту подэтажа. Это снижает объем трудоемких работ по проведению штреков. Сопоставляя расположение подэтажных штреков посередине рудного тела и у контактов, следует отметить, что в первом случае наблюдается неполная отбойка руды на контакте ее с пустыми породами. Проведение подэтажных штреков у границ камеры, на контакте с породами всячего или лежащего бока, устраняет этот недостаток.

Глубокие скважины бурят тяжелыми колонковыми перфораторами с применением свинчивающихся буров или буровыми станками. В последние годы отбойка руды глубокими скважинами успешно применяется на многих рудниках СССР.

В зарубежной практике круговые комплекты скважин бурят специальными буровыми станками с применением коронок, армированных алмазной крошкой. Наиболее распространено при этом методе бескерновое бурение так называемыми импрегнированными коронками, армированными смесью твердого сплава с алмазной крошкой.

До применения в практике горнорудного дела высокопроизводительных буровых станков разработка крепких руд системой подэтажных штреков производилась (а на некоторых рудниках производится и в настоящее время) минными зарядами, которые располагают в ортах, засекаемых через определенные интервалы из подэтажных штреков (рис. 162). Л. и. с. (высота под-

этажа) принимают обычно 8—10 м. Расстояние между минными зарядами 0,8—1 л. н. с.

Подэтажные штреки и засекаемые из них орты при этом методе отбойки стремятся проводить небольшого сечения (обычно 1,5 X 1 м). Проведение таких выработок представляет весьма трудоемкую операцию, так как около 50% сечения этих выработок оставляют заполненными рудой. Вследствие этого условия передвижения горнорабочих и проветривание резко ухудшаются.

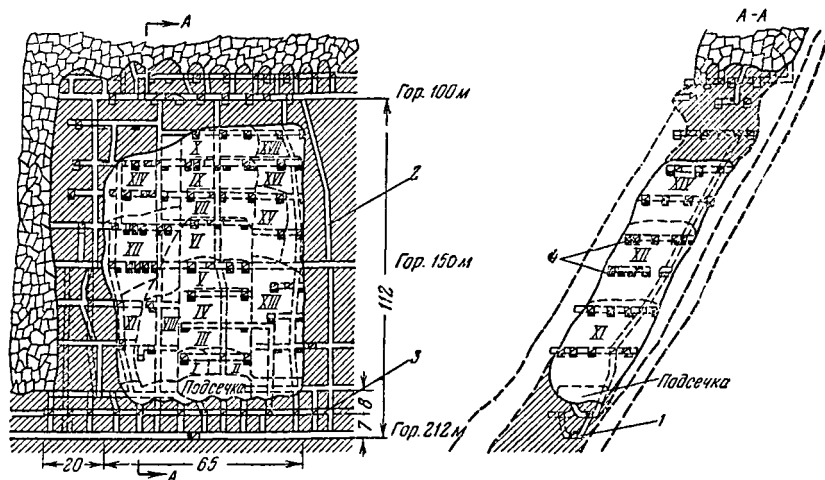


Рис. 162. Система подэтажных штреков с секционной отбойкой руды минными зарядами:

1 — откаточный штрек; 2 — восстающие; 3 — горизонт грохочения; 4 — минные заряды; I, II, III — порядок отбойки руды в секциях

Отказ от забойки и взрывание минных зарядов в выработках без забойки связаны с резким увеличением расхода взрывчатых веществ.

Минная отбойка имеет следующие недостатки:

1. Проходка минных выработок небольшого сечения является весьма трудоемкой операцией так же, как и последующая забутовка их.

2. Тяжелые условия труда при этих операциях, способствующие к тому же заболеванию силикозом.

3. Нарушение ритмичной работы шахты ввиду частых массовых взрывов.

4. Применение минной отбойки нарушает боковые породы и междукамерные целики, что ухудшает условия безопасности и способствует потерям и разубоживанию руды.

5. При минной отбойке неизбежно оставление неотбитой руды на границах с целиком и породами висячего и лежащего боков.

6. Необходимость оставления междукамерных целиков больших размеров, имея в виду их подработку при взрывании минных зарядов.

Порядок очистной выемки при отбойке руды в камере шпурами в зависимости от горнотехнических условий может быть различным. При крепких и устойчивых рудах очистную выемку ведут с опережением нижних подэтажей, при рудах средней крепости — с поддержанием линии забоя в вертикальной плоскости.

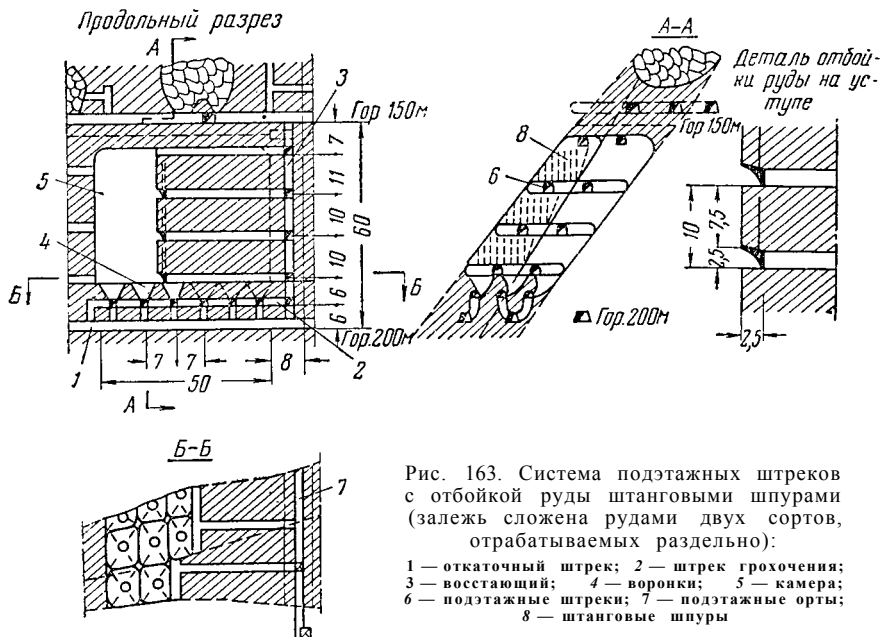


Рис. 163. Система подэтажных штреков с отбойкой руды штанговыми шпурами (залежь сложена рудами двух сортов, обрабатываемых раздельно):

- 1 — откаточный штрек; 2 — штрек грохочения; 3 — восстающий; 4 — воронки; 5 — камера; 6 — подэтажные штреки; 7 — подэтажные орты; 8 — штанговые шпуры

Отбойку руды в камере штанговыми шпурами или скважинами ведут вертикальными слоями.

Камера может обрабатываться вертикальными слоями от одной из ее границ к другой или от центра к флангам.

При устойчивых рудах возможна селективная выемка руды при обработке камер. Это обуславливает неравномерную выемку руды. На рис. 163 показана система подэтажных штреков с отбойкой руды штанговыми шпурами. Селективную выемку при системе подэтажных штреков применяют редко.

В некоторых случаях при недостаточной устойчивости пород висячего бока оставляют часть руды у контакта в виде так называемых «корок» и т. п., за счет чего возрастают потери руды. Применение системы подэтажных штреков в таких условиях не рекомендуется.

Вариант системы подэтажных штреков при наклонном и пологом падении

При разработке системой подэтажных штреков рудных залежей с недостаточно крутым падением применяют варианты системы либо с большим объемом подготовительных работ по пустым породам лежачего бока, либо со скреперованием в камере.

Порядок подготовки рудной залежи и очистной выемки при проведении дополнительных подготовительных выработок по пустым породам лежачего бока показан на рис. 164.

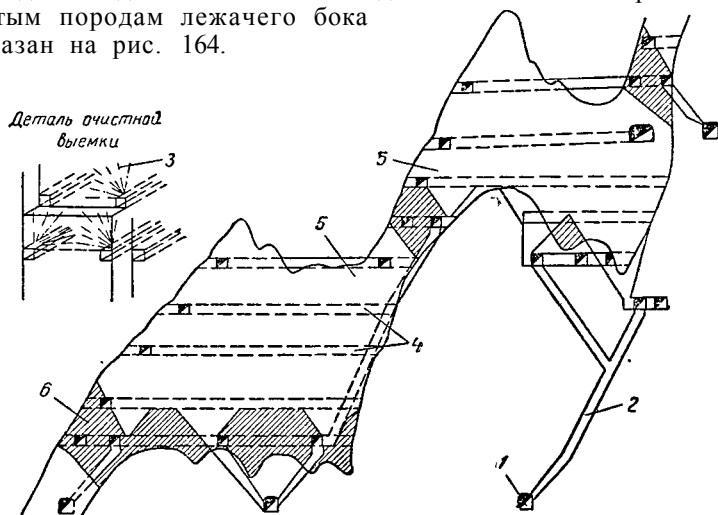


Рис. 164. Полевая подготовка рудной залежи:

1 — полевые откаточные штреки; 2 — разветвляющиеся восстающие; 3 — штанговые шнуры; 4 — подэтажные орты; 5 — камера; 6 — междуэтажный целик

Необходимо обратить внимание на необходимость проведения не одного, как обычно, а трех полевых штреков, большего числа восстающих по пустым породам. Требуется также оставление промежуточных рудных целиков в местах пережимов залежи, роль которых сводится к уменьшению площади обнажения пород висячего бока. Рудная потолочина в данном случае отсутствует, так как пустые породы висячего бока благодаря складчатости перекрывают залежь и в случае их большой крепости и устойчивости являются надежной кровлей камер.

На рис. 157 показан вариант системы подэтажных штреков со скреперованием руды в камере. Месторождение разбивается на блоки, имеющие длину по простиранию 20 м, камера 11 м и целик 9 м.

Очистную выемку начинают с образования отрезной щели в центре камеры на всю мощность залежи. Отбитая руда из

подэтажных штреков падает на лежащий бок залежи и затем скреперуется по лежащему боку. Подход к блочку и его навеску осуществляют с верхнего подэтажного штрека. Скреперист находится в нише откаточного горизонта. Для разбивки крупных глыб необходим выход рабочих в камеру, что небезопасно. По этой причине данный вариант системы разработки подэтажных штреков применяют при разработке весьма крепких и устойчивых руд, залегающих в таких же крепких и устойчивых породах.

Вариант системы подэтажных штреков с расположением камер вкрест простирания при разработке мощных рудных тел

Этот метод иногда называют системой подэтажных ортов.

На рис. 165 показан вариант подэтажных штреков с расположением камер вкрест простирания. Подготовительные работы производят аналогично тому, как и при расположении камер по простиранию с той только разницей, что выработки откатки, грохочения и подрезки проходят вкрест про-

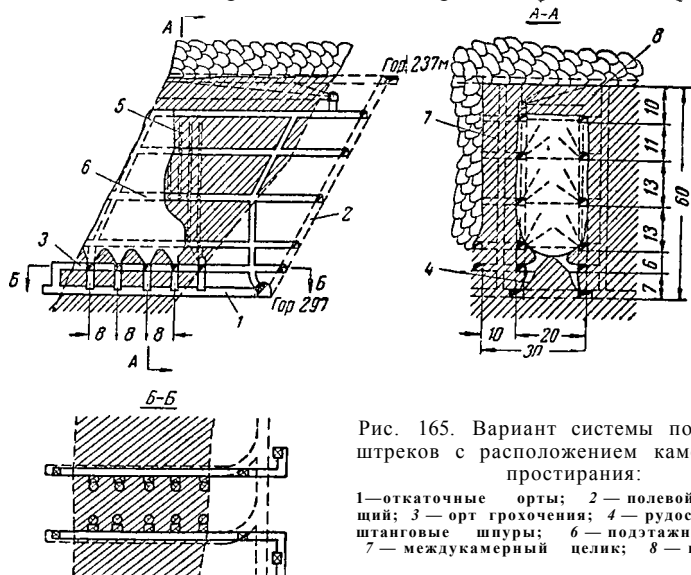


Рис. 165. Вариант системы подэтажных штреков с расположением камер вкрест простирания:

- 1—откаточные орты; 2—полевой восстающий; 3—орт грохочения; 4—рудоспуски; 5—штанговые шуры; 6—подэтажные орты; 7—междукамерный целик; 8—потолочина

стирания. Ходовые полевые восстающие располагают по оси междукамерных целиков, а рудосвалочные (для перепуска руды при проведении ортов) по оси камеры.

При углах падения до 75° очистную выемку ведут от лежащего бока к висячему, если породы висячего бока недостаточно устойчивы и склонны к отслоению. При этом висячий бок обнажается при доработке камеры, а потолочина постепенно обнажается с самого начала очистных работ.

Обработку от висячего бока к лежачему применяют в тех случаях, если необходимо создание наиболее благоприятных условий для устойчивости потолочины, так как при выемке руды у висячего бока вне зоны проекции потолочины на горизонтальную плоскость потолочина не обнажается и срок ее существования сокращается.

При углах падения 75—90° порядок очистной выемки выбирают исходя из устойчивости висячего и лежачего боков залежи. Система подэтажных штреков с расположением камер вкрест простирания относится к категории комбинированных систем разработки. В этих условиях применение системы подэтажных штреков менее выгодно, чем при расположении камер по простиранию, так как удельный вес камерного запаса, извлекаемого наиболее эффективно по отношению к запасам блока, снижается до 45, а иногда и до 35%. В табл. 29 приведены данные, характеризующие параметры системы и величину камерного запаса в различных случаях разработки.

Таблица 29

Изменение величины камерного запаса в зависимости от параметров систем разработки и расположения длинной стороны камер по отношению к простиранию залежи

Шахта или рудник	Расположение камер	Размеры основных элементов системы, м						Величина продольного целлика, м	Камерный запас, %
		высота этажа	высота камеры	ширина камеры	ширина между дукамерного целлика	высота дница	толщина потолочины		
Им. Коминтерна									
горизонт 197 м . . .	Вкрест простирания	40	21—22	16	8	12	6—7	—	36
горизонт 247 м . . .	То же	50	30	17	8	13	7	—	47
Центральная параллельная залежь	По простиранию	50	30	15—18	8	12	6—7	—	48
Магнетитовая	»	60	40—50	10—20	10—12	6—8	8—15	—	45—60
Им. Р. Люксембург	»	100	60	15—30	10—15	16	8—10	—	—
Медный	»	65	45	10—15	10	10	10	—	—
Медный	»	40	22	10	10	8	10	—	—

Принципиальных различий между системами разработки подэтажных штреков и ортов нет.

К отработке потолочин, междукамерных целиков и днищ приступают обычно после того, когда закончена очистная выемка в камере. Очередность и методы отработки этих временных целиков будут рассмотрены ниже.

Панельная выемка

Сущность этого варианта системы заключается в разработке месторождения рядом последовательно расположенных одна над другой камер с оставлением временных междуэтажных целиков. Образующую после выемки временных междуэтажных целиков пустоту в пределах 2—3 этажей заполняют закладочным материалом.

Ряд камер, обрабатываемых последовательно снизу вверх на нескольких этажах, называли панелью, а вариант — панельным.

Особенно широкое распространение этот вариант системы получил на руднике Флин-Флон (Канада). Полиметаллическое месторождение рудника Флин-Флон представлено двумя параллельно залегающими рудными телами пластообразной формы, разделенными между собой включением пустых пород мощностью от 0 до 50 м. Мощность рудных тел колеблется от нескольких метров до 50—70 м в местах раздутий.

Большая крепость и устойчивость руды и вмещающих пород, крутое падение и незначительная трещиноватость пород создают благоприятные условия для применения систем разработки с открытым очистным пространством. Поэтому на руднике очистную выемку в широких масштабах ведут системой подэтажных штреков на всех горизонтах от поверхности до глубины 1000 м.

С понижением горных работ появились случаи самообрушения потолочин и междукамерных целиков, что привело к увеличению их размеров. Ввиду этого камерный запас уменьшился. Поэтому дальнейшую рационализацию системы подэтажных штреков вели в направлении: 1) увеличения камерного запаса и сокращения запаса руды в целиках; 2) увеличения устойчивости камер, изыскания наиболее рациональной (в условиях значительного горного давления) формы камеры, порядка очистной выемки в блоке и метода поддержания очистного пространства.

В результате многолетних работ на руднике была внедрена панельная выемка (рис. 166). Увеличение камерного запаса при панельной выемке достигнуто за счет извлечения руды на полную высоту рудного тела (около 250 м) одной камерой без оставления промежуточных потолочных целиков.

В 1956 г. этой системой был отработан первый блок с запасами руды 1,5 млн. m^3 и объемом образованной пустоты около 400 тыс. m^3 . Высота панели 235 м, ширина по простиранию 50 м

Для увеличения устойчивости очистной камеры панель по высоте разбивали на пять последовательно обрабатываемых участков. В первую очередь была отработана нижняя часть панели с применением магазинирования руды. Затем выше этого забоя в границах камеры был оставлен 50-метровый временный целик с воронкообразным углублением в верхней своей части и отверстием 15 м в диаметре по центру панели.

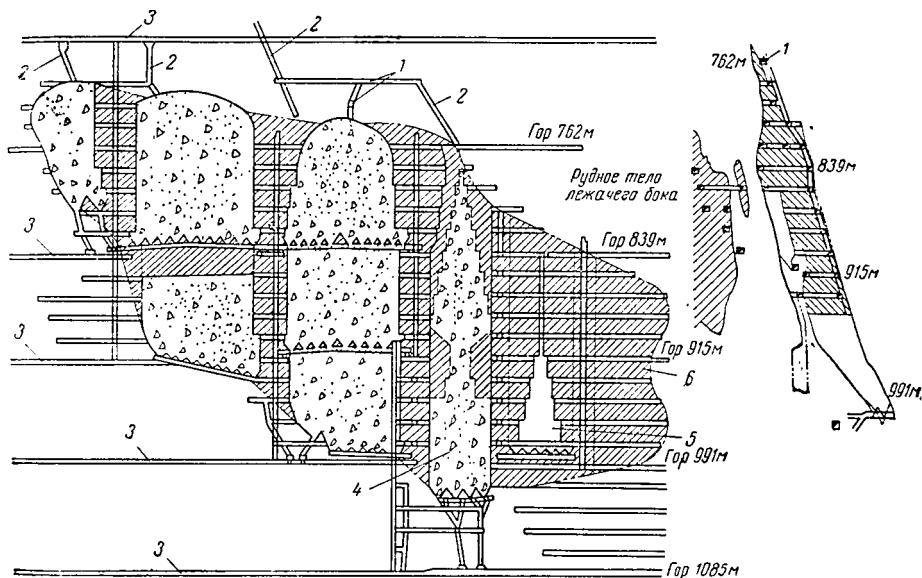


Рис. 166. Система разработки подэтажных штреков с панельной выемкой на руднике Флин-Флон:

1 — закладочный конвейер, 2 — перепуск закладочного материала по восстающим; 3 — откаточные горизонты; 4, 5, 6 — панели

В третью очередь с подэтажной выемкой обрабатывалась часть панели, расположенная над временным целиком.

Руду из подэтажей отбивали таким образом, что камера в целом принимала наиболее устойчивую пикообразную форму. Отбитую на подэтажах руду перепускали в нижнюю часть панели и частично магазинировали, поддерживая породы висячего бока нижнего забоя. Оставшуюся неотбитой в верхней части панели РУДУ (за границами пикообразного забоя) взрывали одновременно массовым взрыванием в четвертую очередь. Эту руду перепускали также в нижнюю часть панели, которую предварительно перед этим частично освобождали от руды. В дальнейшем производили выпуск руды и отбивали последнюю очередь панели — оставленный ранее временный потолочный целик.

Таким образом, наряду с обеспечением высокой производительности и необходимого камерного запаса одновременно была достигнута необходимая устойчивость камеры и безопасность ведения горных работ.

Выемку пикообразного забоя вели вверх, насколько это возможно по условиям устойчивости горных пород.

В верхней части камеры с самого начала очистной выемки был установлен закладочный конвейер и подготовлен необходимый запас закладочного материала на случай, если необходимо будет заполнить очистное пространство.

Применение описанного выше варианта системы с поэтажной выемкой снизило запасы руды в целиках с 37% (при старом способе) до 25%.

Руду в панели отбивали из поэтажных штреков, пройденных на контактах висячего и лежачего боков, через 15 м по вертикали глубокими скважинами диаметром 37—42 мм, пробуренными станками алмазного бурения, которые в условиях рудника оказались наиболее эффективными. Величина л. н. с. принималась равной 1,8—2,1 м.

Производительность бурового станка составила 398 *т/смену* по сравнению с 272 *т/смену* при обычном варианте системы. Сменная производительность труда рабочего по блоку составила соответственно 58 *т* по сравнению с 32 г.

Руду доставляли четырьмя скреперными лебедками мощностью 125 л. с, установленными в 20-метровых скреперных ортах. Скреперы —литые, шириной 1500 мм. Емкость скрепера 2—2,4 г, средняя производительность скреперной установки 270 *т/смену*.

Добыча из одной панели в 1953 г. составила: средняя 41 и максимальная 47 тыс. *т/месяц*.

В качестве закладочного материала использовались доменный шлак (60%), песок (30%) и пустые породы с подготовительных выработок (10%). Материал доставляли конвейерами к верхней части блока и затем перепускали по закладочному восстающему, пройденному в центре панели (ранее служившим в качестве разрезного и вентиляционного) в очистную камеру. Бригада из 2 человек при помощи конвейера доставляла в блок за восьмичасовую смену около 1000 м³ закладочного материала.

Проветривание

При системе разработки поэтажными штреками камеры проветривают струей свежего воздуха, поступающей на горизонт воронок. Газообразные продукты взрыва и пыль удаляются через штрек верхнего подэтажа (рис. 167).

Горизонт вторичного дробления обычно проветривают обособленно блоковым вентилятором. При его отсутствии газообразные продукты взрыва при вторичном дроблении заполняют обрабатываемую камеру. Заполнение камеры газообразными продук-

тами взрыва недопустимо, так как правила безопасного ведения горных работ требуют постоянного контроля за состоянием потолочины и пород висячего бока.

Проветривание горизонта вторичного дробления при отработке междуканальных целиков и потолочин производят так же, как и при отработке камер.

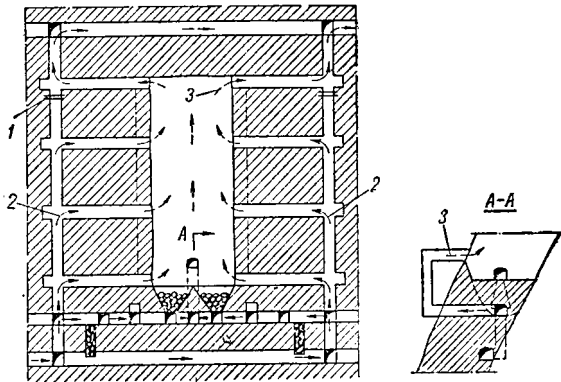


Рис. 167. Схема вентиляции при системе подэтажных штреков:
1 — вентиляционная перемычка; 2 — чистая струя воздуха; 3 — отработанная струя воздуха

Технико-экономическая характеристика системы и пути ее дальнейшего развития

Система разработки подэтажными штреками наиболее высокоэффективна, особенно в первой стадии очистной выемки — отработке камер.

В табл. 30 и 31 приведены данные, характеризующие технико-экономические показатели этой системы на рудниках Криворожского бассейна, Урала и Сибири.

Необходимо отметить высокую производительность труда и результаты по извлечению при отработке камер. В связи с этим увеличение камерного запаса, в первую очередь за счет применения системы в наиболее благоприятных условиях, является одной из основных задач.

Для системы подэтажных штреков характерен низкий расход лесных материалов и низкая себестоимость по сравнению с другими системами, которые могут применяться в тех же условиях.

К числу преимуществ системы подэтажных штреков следует отнести:

высокую эффективность очистной выемки при отработке камер; сравнительную безопасность работ, особенно при отбойке руды глубокими скважинами; хорошие условия проветривания; доставку руды собственным весом; низкий расход лесных мате-

Технико-экономические показатели системы подэтажных

	Горногеологические условия					Размеры основных систем				
	коэффициент крепости, f			мощность рудного тела, м	угол падения, град	камеры			ширина междукammerного целика	толщина пологичины
	руды	вмещающих пород				по простиранию	высот простиранья	высота камеры		
		висячего бока	лежащего бока							
Рудники, шахта, блок, залежь										
Рудник им. Ordжоникидзе, блок 16-25, горизонт 607 м	5-6	10-16	10-16	23	58	62	23	35	10-12	11
Блок 65-74, залежь 69-2	4-5	8-10	6-8	8-10	57	55	8-10	30	—	8
Блок 25-35, залежь «Основная К-1»	6-8	10-12	10-12	12-15	65	30-35	12-15	60	8-10	20
Блок 16-19, залежь «Основная К-1»	6-8	8-10	8-10	10	56	42	10	55	—	10
Блок 115-124, «Пужмерки-1»	6-8	10-12	10-12	25-27	55	53	27	50	10	28
Блок 110-115, «Пужмерки-бис»	6-8	8-10	10-12	30-35	65	37	30-35	57	10-12	19
Блок 50-55, залежь 53-2	6	8-10	6-8	8-12	60	30-50	8-12	90	—	—
Рудник им. XX партсъезда (средние данные)	8-10	10-12	10-12	10-20	53-57	30-40	10-20	40	10-12	14-18

штреков на рудниках Криворожского бассейна

элементы выс. м		Основные технико-экономические показатели							Примечание
высота этажа	высота под- этажа	производи- тельность труда, м ³ /смену		расход мате- риалов на 1 м ³ руды		потери руды, %	разу- божи- вание, %	себестоимость 1 м ³ руды (франко-люк), руб.	
		бу- риль- щика	забой- ного рабо- чего	ВВ, кг	кре- пежно- го леса, м ³				
80	11	28,3	11,7	1,4	0,008	—	—	1,3— 1,6	Камера на по- ловину вы- соты этажа
80	8—10	35,0	15,4	1,3	—	0,7	с 0,7	1,55	
80	11—12	23,0	11,1	—	0,004	11,0	13,8	2,75	—
80	10—12	25,3	12,6	1,4	—	3,7	3,7	2,6	—
80	12	33,4	15,2	—	—	9,0	2,8	1,48	—
80	10—12	36	14,7	—	0,004	2,4	1,9	1,67	
—	12—14	29,8	14,8	1,25	—	5,2	5,2	1,64	Слепая залежь
70	12—14	26,0	13,1	1,18	—	—	—	2,05	

риалов; безопасность в пожарном отношении; возможность получения чистой руды (без примеси пустых пород) заданной кусковатости при отработке камер. Указанное преимущество системы весьма важно при добыче ценных руд; высокую интенсивность разработки и низкую себестоимость.

Таблица 31

Технико-экономические показатели систем разработки подэтажными штреками (ортами) на рудниках Урала и Сибири

Рудники	Мощность рудного тела, м	Коэффициент крепости руды	Производительность труда, м/смену		Расход материалов на 1 м ³ РУДЫ		Потери, %	Разубоживание, %
			бурильщика	зайного рабочего	ВВ, кг	крепящего леса, м		
Богословский	23	10	38	18	2,3	0,0002	12	1,8
Медный	6—11	8—9	10—20	5—8	0,6—1,2	0,012—0,015	10—13	10—15
<u>Медный</u>	80	10—15	12,5	4,5	1,5	—	—	—
Таштагольский	—	7—8	11,4	3,7	0,4—1,0	—	9,7	2,0
Золотой	До 30	8—9	16	4	0,9	0,0025	20—30	3,5

Недостатки системы: образование пустот значительного объема, достигающего сотен тысяч кубических метров и возможность воздушных ударов; большие потери и разубоживание руды при массовом обрушении потолочин и целиков;

значительный объем подготовительных и нарезных работ при отработке временных целиков; невозможность сортировки руды в забое; трудные условия селективной выемки;

отработка месторождения в две стадии, различные по своей эффективности — выемки камер и временных целиков.

При сопоставлении систем с подэтажной выемкой с другими системами следует учитывать отработку междукамерных целиков, потолочин и днищ.

Дальнейшее развитие систем с подэтажной выемкой должно быть направлено по пути всемерного повышения удельного веса камерной выемки за счет правильного использования горнотехнических условий. Примером подобного рода может служить применение системы подэтажных штреков с наклонной потолочинной и особой конструкцией днища (рис. 168), что позволяет увеличивать камерный запас до 70% и, как следствие, значительно повысить эффективность очистной выемки.

Большое значение имеет внедрение мероприятий по снижению потерь и разубоживания руды при отработке временных целиков. К числу мероприятий этого рода относится применение глубоких скважин во всех случаях отработки целиков (отказ от

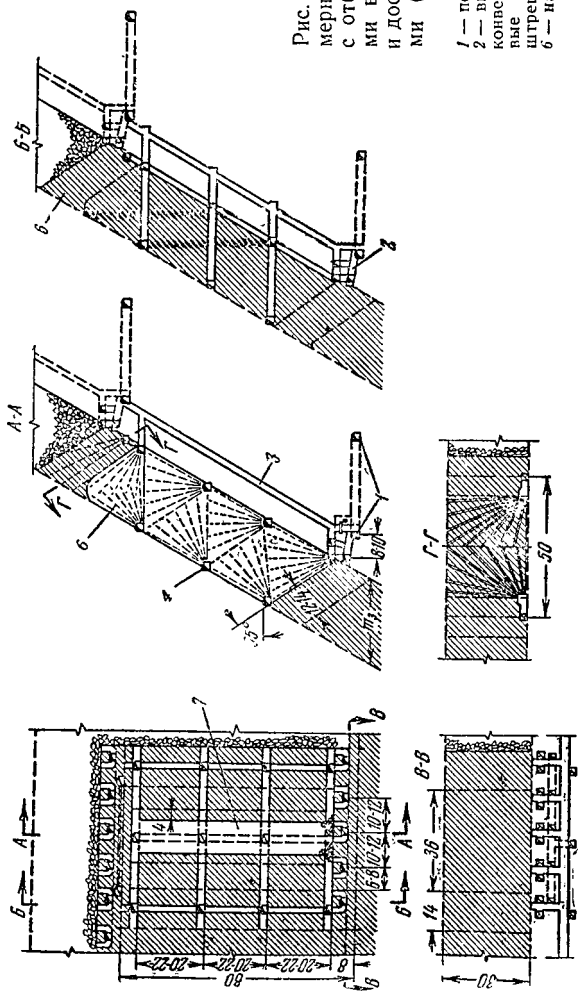


Рис. 168. Новый вариант ка-
мерной системы разработки
с отбойкой руды вертикальны-
ми веерами глубоких скважин
и доставкой ее виброконвейера-
ми (при $m = 15-30$ м и $f =$
 $= 10-12$):

- 1 — полевые откаточные штреки;
- 2 — выработка для установки вибро-
конвейера; 3 — вентиляционно-холо-
дные восстающие; 4 — подэтажные
штреки; 5 — глубокие скважины;
- 6 — наклонная потолочина; 7 — ка-
мера

минных зарядов), обрушение потолочин и междукамерных целиков в две очереди с тем, чтобы большая масса отбитой руды могла бы достичь воронок днища, применение короткозамедленного взрывания.

Особое внимание следует уделить проходке дополнительных дучек в днище камеры и в породах лежачего бока при обрушении потолочин и междукамерных целиков массовыми взрывами.

Кусковатость отбитой руды как при массовых обрушениях потолочин и междукамерных целиков, так и при отработке камер должна быть такой, чтобы операции по вторичному дроблению были сведены к минимуму.

Исследования в направлении выбора рациональных параметров буровзрывных работ, применение зарядов с воздушными промежутками и короткозамедленного взрывания дают возможность добиться хорошего дробления руды при любых условиях разработки.

Повышение эффективности операций бурения за счет использования высокопроизводительных самоходных буровых станков, увеличение производительности доставки за счет погрузочных машин или же мощных скреперных лебедок — путь к дальнейшему подъему производительности труда при системе подэтажных штреков. Повышение эффективности очистной выемки позволит осуществить концентрацию горных работ и, самое главное, сократит сроки существования пустот, что весьма важно для повышения безопасности системы. Возможности модернизации системы еще далеко не исчерпаны, широкое применение ее в ближайшем будущем в силу присущих ей преимуществ несомненно.

§ 7. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С ЭТАЖНО-КАМЕРНОЙ ВЫЕМКОЙ

Различают этажно-камерные системы разработки с отбойкой руды: горизонтальными, наклонными и вертикальными скважинами.

Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды глубокими горизонтальными скважинами

При этом варианте руду отбивают горизонтальными скважинами, пробуриваемыми из специальных подготовительных выработок, пройденных в междукамерных целиках или породах лежачего бока (рис. 169).

Подготовка камер к очистной выемке такая же, как и при системе подэтажных штреков, исключая проведение подэтажных штреков в зоне камеры. Горизонтальные слои руды отбивают глубокими скважинами, пробуриваемыми последовательно снизу вверх параллельно или веерообразно после окончания

всех подготовительных работ и подрезки камеры на всей ее площади.

В отличие от системы разработки подэтажных штреков и других вариантов системы с этажно-камерной выемкой в данном случае период свободного стояния потолочины заданной толщины резко сокращается, так как потолочина по существу обнажается в момент отбойки последнего горизонтального слоя. В течение всего периода очистной выемки потолочиной служит обрабатываемый рудный массив.

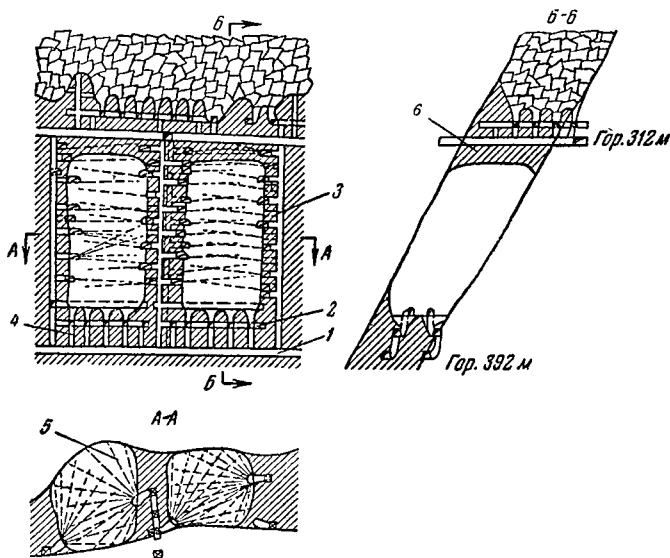


Рис. 169. Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды глубокими горизонтальными скважинами:

1—откаточный штрек; 2—горизонт грохочения; 3—блоковый восстающий; 4—рудоспуски, 5—глубокие скважины; 6—потолочина

Это обстоятельство является весьма существенным и позволяет расширить область применения этажно-камерных систем. Кроме того, как показывает практика рудника им. Коминтерна в Криворожском бассейне, ширину камер при таком методе выемки можно увеличить при рудах крепостью 5—7 с 15 до 30 м.

В табл. 32 сведены данные технико-экономических показателей, характеризующих этот метод очистной выемки на рудниках Криворожского бассейна.

Данный вариант этой системы разработки по сравнению с системой подэтажных штреков имеет следующие преимущества:

1) улучшение условий безопасности труда в связи с тем, что горнорабочие находятся все время в выработках небольшого сечения и период свободного стояния потолочин резко сокращается;

**Технико-экономические показатели этажно-камерной системы разработки
Криворожского**

Рудники, шахта, блок, залежь	Горногеологические условия					Размеры основных систем				
	коэффициент крепости f			мощность рудного тела, м	Угол падения, град	камеры				
	руды	вмещающих пород				по простиранию	вкросст простирания	высота камеры	ширина междукammerного целика	толщина потолочины*
		висячего бока	лежащего бока							
Им. Орджоникидзе										
Блок 75-82, залежь «Основная»	6—8	8—10— 15	15— 18	28,0	54	40— 42	40	57	12	15
Блок 100-108, «Пужмерки-бис»	6—8	10—14	15— 18	36	56	42	27	54	10	24
Блок 23-27, «Вентиляционная»	6—8	13—15	13— 15	18— 20	55	15,0	18— 20	55	—	—
Блок 75-90 «Основная»	6—8	10—15	7— 10	28— 35	56	35— 40	28— 35	58	10	16
Им. Розы Люксембург*										
Блок 172-176, залежь «Основная»	10—12	8—12	8— 12	30— 35	57— 60	28— 30	30— 35	55	10— 12	17,0
Блок 192-196, залежь «Северная»	8—10— 12	8—12	10— 12	45— 50	60	28	45— 50	57	—	21
Блок 203, залежь «Карьерная»	8—10	10—12	12— 14	35	57	29	35	—	—	—
Блок 202, залежь «Северная»	10—12	8—10	10— 12	20— 25	56	24	20	40	—	—
Им. XX партсъезда										
Блок 32-35, залежь 27-28	8—10	8—10	12— 15	35	55	40	35	44	10	10
Им. Коминтерна										
(средние данные)	4—6	6—12	8— 12	25— 30	50— 55	22— 27	25— 30	40— 45	—	20— 25

В числителе приведена производительность труда бурового мастера, а в знаменателе Толщина потолочины приведена с учетом днища вышележащего бока.

с отбойкой руды глубокими горизонтальными скважинами на рудниках бассейна

элементов мы, м		Основные технико-экономические показатели							Примечания
высота этажа	высота подэтажа (л. н. с.)	производительность труда**, м ³ /смену		расход материалов на 1 м ³ руды		потери руды, %	раз- убоживание, %	себе- сто- имость 1 м ³ руды (фран- ко- лок), руб.	
		бурильщика	забой- ного рабо- чего	ВВ, кг	крепежного лсса, м*				
80	4—5	35,0	14,7	1,46	0,0035	5,9	6,3	1,78	Камера 23—27
80	4—5	35,6	15,0	1,43	—	6,2	3,6	1,67	
—	—	39,0	15,6	0,72	—	—	—	—	
80	4—5	45—0	16,7	0,39	0,004	—	—	1,46	
80	4—5	48,5—26,7*	13,9	1,55	—	17,6	6,2	1,76	
80	4—5	33,8/27,6*	14,5	0,830	—	13,0	5,7	1,86	
80	4—5	43,0/21,0*	12,5	0,900	—	20,8	5,7	2,27	
80	4—5	30,8/12,4*	—	1,72	—	—	—	2,0	
70	4—5	81,5	15,8	0,410	—	—	—	1,14	
70—80	5,0	60—65	12,5	0,800	—	19,1	7,3	1,16— 1,35	

ле — бурильщика.

- 2) резкое уменьшение объема нарезных работ благодаря применению глубоких скважин;
- 3) снижение потерь и разубоживания руды;
- 4) более широкая область применения;
- 5) резкое сокращение количества пыли при буровых работах;
- 6) высокая эффективность взрывных работ.

К числу недостатков этой системы разработки следует отнести возможность потерь руды у контактов при недостаточном оконтуривании скважинами рудного тела при отбойке.

Этажно-камерная система с отбойкой руды наклонными скважинами Сущность этого варианта системы разработки показана на рис. 170, а. Руду отбивают наклонными скважинами, пробуриваемыми из специальных подэтажных ортов, которые проходят из подэтажного штрека под потолочной камеры. Более целесообразна отбойка руды веерами глубоких нисходящих скважин, пробуриваемых из подэтажных штреков под потолочной (рис. 170, б).

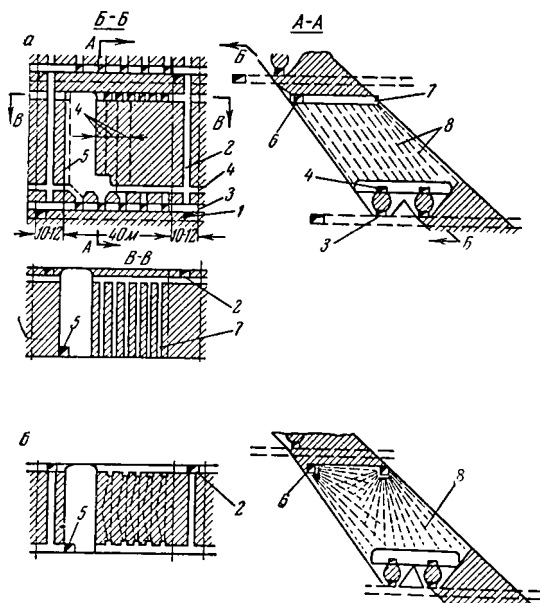


Рис. 170. Система открытых камер с отбойкой наклонными скважинами на шахте «Южная»:

а — при параллельном расположении скважин; б — при веерном расположении скважин; 1 — откаточный квершлаг; 2 — блоковый восстающий; 3 — штрек скреперования; 4 — подсечной штрек; 5 — отрезной гезенк; 6 — буровой штрек; 7 — буровой орт; 8 — глубокие скважины

Эту систему разработки широко применяют на Гороблагодатском руднике при отработке крутопадающих залежей мощностью 5—40 м. В табл. 33 приведены данные, характеризующие достигнутые технико-экономические показатели.

Из сопоставления системы с подэтажной выемкой и этажно-камерной системы следует, что этажно-камерная система в аналогичных условиях более производительна и экономична.

Технико-экономические показатели систем разработки
на шахте «Южная» Гороблагодатского рудника

Показатели	Система разработки		
	подэтаж- ные штре- ки	открытые камеры с отбойкой руды гори- зонтальны- ми сква- жинами	открытые камеры с отбойкой руды на- клонными скважи- нами
Объем подготовительных и нарезных работ на 1000 т руды, м	12—15	8—10	6,5—8,5
Производительность труда бурильщика, т/смену	74—100	45—90	140—220
Диаметр скважин, мм	65—75	36—75	100
Расход ВВ, кг/т:			
на первичное дробление	0,21	0,16—0,20	0,18—0,30
на вторичное дробление	0,18—0,24	0,22—0,28	0,24—0,28
Выход руды с 1 м скважины, т/м	5—10	5—12	25—32
Среднегодовая производительность блока, тыс. т	24—37	27—40	34—65
Потери руды, %	9—10	5—10	5—10
Разубоживание руды, %	15—20	15—20	15—20

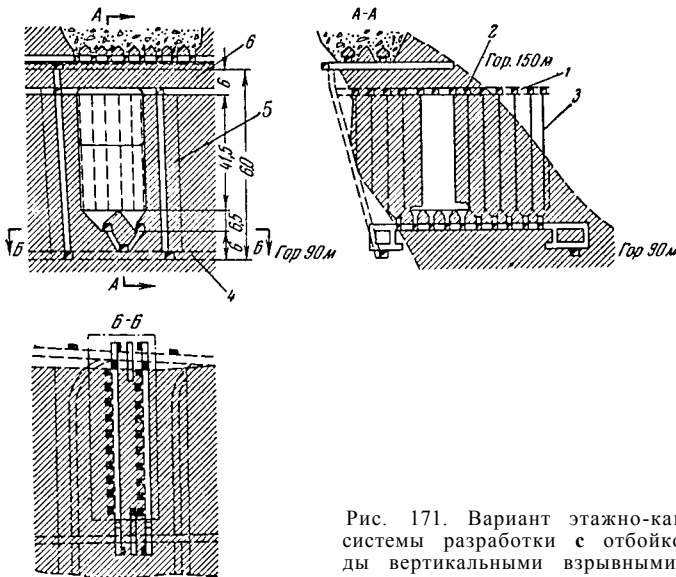


Рис. 171. Вариант этажно-камерной системы разработки с отбойкой руды вертикальными взрывными скважинами:

1 - подэтажный орт; 2 - буровые штреки, 3 - глубокие скважины; 4 - откаточные штреки, 5 - междукамерный целик, 6 - потолочина

**Этажно-камерная система
с отбойкой руды
вертикальными скважинами**

Сущность этого варианта системы разработки видна из рис. 171. Из подэтажных ортов 1 проводят штреки 2, из которых бурят скважины 3 на полную высоту камеры. Подготовка днища камеры производится обычным способом. Л. н. с. принимают от 4 до 4,5 м. Расстояние между скважинами принимают равным л. н. с. Этот вариант системы с расположением камер вкрест простирания относится к комбинированным системам.

**Технико-экономическая
характеристика
систем разработки
с этажно-камерной
выемкой
и пути их дальнейшего
совершенствования**

Сопоставляя системы с подэтажной и этажно-камерной выемкой, следует отметить, что они во многом сходны. Что же касается преимуществ и недостатков этажно-камерных систем разработки с отбойкой руды вертикальными скважинами, то большого отличия от системы подэтажных штреков нет и единственно, что необходимо отметить,— это возможность при этажно-камерных системах сосредоточения всех буровых работ на одном подэтаже, обычно под потолочиной.

Себестоимость руды при этажно-камерных системах разработки обычно ниже. Однако по сравнению с системой подэтажных штреков этажно-камерные системы имеют и ряд недостатков, а именно:

1. Увеличение потерь и разубоживания руды за счет неточного оконтуривания размеров камеры и потери руды у контактов.

2. Трудность соблюдения проектных размеров междукамерных целиков в силу отклонения скважин от заданного направления. При глубине скважины 30—40 м отклонение скважины достигает 1,5—2,0 м, а в некоторых случаях и более.

3. Большой выход негабарита, объясняющийся отклонением скважин и изменением расстояния между колонковыми зарядами. Как следствие, по этой причине объем работ по вторичному дроблению на горизонте скреперования увеличивается.

Основные мероприятия по совершенствованию этажно-камерных систем разработки:

1. Сведение до минимума отклонения скважин от заданного направления за счет правильной организации буровых работ и соблюдения режима бурения.

В неблагоприятных условиях, при резко выраженной слоистости руды и наличии прослоек различной крепости, глубину скважин следует ограничивать 25 м, переходя на отбойку с двух подэтажных штреков.

2. Для снижения сейсмического эффекта массовых взрывов следует широко внедрять миллисекундные детонаторы.

3. При разработке трещиноватых и кливажных руд для лучшего сохранения междокамерных целиков и потолочин следует переходить на отбойку скважинами уменьшенного диаметра (до 50 м).

4. Для уменьшения объема работ по вторичному дроблению размеры кондиционного куска должны быть доведены до 700—800 мм. Кроме того, должно быть предусмотрено оборудование горизонтов вторичного дробления мощными скреперными лебедками и применение днищ специальной конструкции с увеличенными размерами рудоспусков.

Глава XIII • СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

§ 1. СУЩНОСТЬ И УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМЫ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

Основной отличительной особенностью систем разработки с магазином руды является заполнение очистного пространства блока отбитой рудой вслед за подвиганием очистной выемки. Вследствие разрыхления руды при отбойке часть ее (около 30%) приходится по мере подвигания очистной выемки периодически выпускать, оставляя под кровлей свободное рабочее пространство высотой около 2 м.

Отбитая руда, заполняющая выработанное пространство, не является средством поддержания боковых пород, но в некоторой степени предотвращает их отслаивание.

После окончания отбойки руды до верхней границы камеры, приступают к полному выпуску из нее замагазинированной руды. Освобожденную от замагазинированной руды камеру оставляют открытой, сохраняя поддерживающие ее целики, либо их обрушают и выработанное пространство камеры заполняют обрушенными породами. Иногда в камеру после выпуска руды вводят закладочный материал.

Как и при системах с открытым очистным пространством, основным средством поддержания вмещающих пород служат междуэтажные и междукамерные целики, невынутые непромышленные участки рудного тела, закладка, вводимая после окончания выемки блока или перепускаемая с вышележащих этажей. Основное назначение отбитой руды — создание платформы для работающих в блоке людей.

Таким образом, по способу поддержания вмещающих пород системы с открытым очистным пространством и системы с магазином руды отличаются мало. Различие между ними заключается в состоянии очистного пространства во время выемки блока. В одном случае оно остается открытым (т. е. свободным), а в другом — заполнено отбитой рудой.

Также имеют много общего и условия применения этих систем. Особенно сходны условия применения систем с магазином руды с системами разработки крутопадающих жильных месторождений с распорной крепью и мощных крутопадающих месторождений подэтажными штреками.

Для крутопадающих жильных месторождений мощностью от 0,5—1,0 до 3—5 м с выдержанными элементами залегания, устойчивой рудой и боками системы с магазинированием являются наиболее эффективными из всех систем разработки. Поэтому удельный вес их в общей добыче из месторождений жильного типа в СССР превышает 50%.

Широко применяют системы с магазинированием руды также на месторождениях жильного типа США, Канады, ГДР, Болгарии, Румынии, Австралии и других стран.

Угол падения рудного тела 55—60° для системы с магазинированием является предельным.

В крутопадающих рудных телах мощностью более 5—10 м системам с магазинированием руды отдают предпочтение перед системой подэтажных штреков, когда руда обладает большой крепостью, а боковые породы при обнажении на значительной площади нуждаются в поддержании, которое обеспечивает замагзинированная руда. Наоборот, если массив руды недостаточно устойчив при значительном обнажении и нахождение людей под ним небезопасно, а боковые породы вполне устойчивы, то преимущество имеет система разработки подэтажными штреками.

Одним из препятствий для применения систем с магазинированием является склонность отбитой руды к слеживанию, самовозгоранию или интенсивному окислению. Последнее имеет значение в том случае, если руда обрабатывается флотацией.

От перечисленных условий возможны и некоторые отклонения, которые будут рассмотрены при описании вариантов системы с магазинированием. Так, например, крутопадающие жильные месторождения мощностью до 2—3 м можно разрабатывать системой с магазинированием руды при недостаточно устойчивых, склонных к отслаиванию, боковых породах, применяя в сочетании с магазинированием распорную крепь для поддержания боков.

В качестве основного признака для разделения систем с магазинированием на группы используется способ отбойки руды. По этому признаку выделяются три группы систем с магазинированием: 1) системы со шпуровой отбойкой руды из магазина; 2) системы с отбойкой руды из специальных выработок, пройденных в рудном массиве; 3) системы с отбойкой руды глубокими скважинами.

При разработке жильных месторождений системы делят по способу магазинирования на две группы: 1) системы с полным магазинированием — отбитая руда заполняет выработанное пространство на всю высоту этажа (блока); 2) системы с частичным магазинированием — отбитая руда заполняет блок не на всю высоту, а только на часть его — слой, подэтаж.

Системы с частичным магазинированием руды были рассмотрены в классе систем с открытым очистным пространством как

варианты системы с распорной крепью. Так как они представляют собой переходную разновидность между классами систем с открытым очистным пространством и с магазинированием руды, то их с одинаковым основанием можно относить к любому из этих классов. Однако рассматривать системы с частичным магазинированием удобнее вместе с потолкоуступными и сплошными системами с распорной крепью как их разновидности.

Применительно к мощным рудным телам принято выделять две разновидности системы с магазинированием руды в зависимости от расположения магазина: с выемкой по простиранию и с выемкой вкрест простирания. Последняя применяется в очень мощных месторождениях и ее правильнее рассматривать как комбинированную систему разработки.

§ 2. ОСНОВНЫЕ ВАРИАНТЫ СИСТЕМЫ СО ШПУРОВОЙ ОТБОЙКОЙ РУДЫ ИЗ МАГАЗИНА

На рис. 172 и 173 показаны два основных варианта системы разработки с магазинированием и шпуровой отбойкой из магазина: первый вариант (см. рис. 172) с оставлением междуэтажных и междублоковых целиков и второй (см. рис. 173) — без оставления целиков.

Откаточный штрек 1 (см. рис. 172) располагается в рудном теле посередине его мощности или по контакту с лежащим боком. В крепкой руде штрек не крепят и придают его кровле форму свода. Рамную крепь устанавливают только под рудоспусками 5. Вентиляционным служит откаточный штрек вышележащего этажа 2. Высота этажа в среднем 40—60 м.

Этаж по простиранию делят на выемочные блоки длиной от 30 до 60—100 м восстающими 3, расположенными в междукамерных целиках по их оси. Восстающие имеют одно отделение (ходовое) или два (ходовое и материальное) и обычно крепятся распорками. Через каждые 4—6 м по вертикали восстающие сбивают с камерами ходками 4. Иногда посередине блока большой длины проходят дополнительный восстающий (см. рис. 172, 176, б, показан пунктиром). Его назначение — облегчить доставку в камеру материалов и оборудования и улучшить проветривание очистных забоев. При наличии такого восстающего можно уменьшить сечение фланговых восстающих, устраивая в них только одно лестничное отделение. Рудоспуски 5 проводят из откаточного штрека через 4—7 м.

Очистная выемка блока состоит из трех стадий: 1) подсечки магазина и образования в его основании воронок (см. рис. 172, 1); 2) отбойки руды до уровня подштрекового целика б и магазинирования ее (см. рис. 172, II); 3) выпуска руды и выемки междуэтажных и междукамерных целиков (см. рис. 172, III),

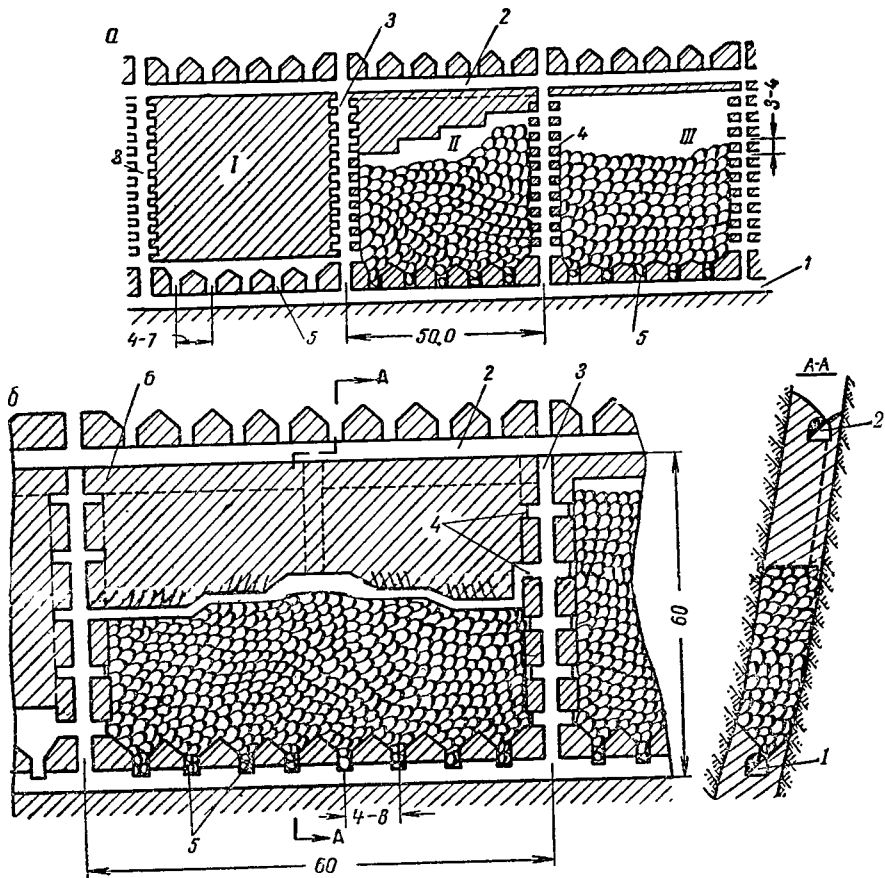


Рис 172 Система разработки с magazинированием руды и с оставлением целиков:

а - три стадии очистной выемки блока; б - конструктивные элементы

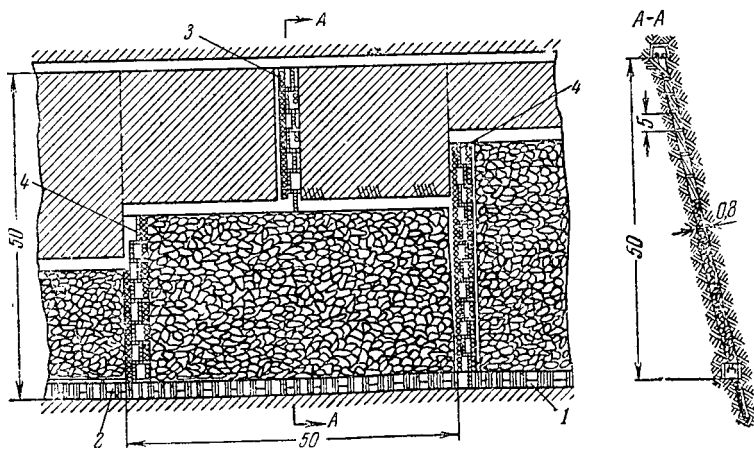


Рис. 173. Система разработки с magazинированием руды без оставления целиков

Подсечку магазина и образование воронок производят обычно сразу по всей длине блока, а не постепенно, по мере развития очистной выемки, как при системе разработки подэтажными штреками.

Линия забоя и поверхность отбитой руды располагаются горизонтально или наклонно.

Блок разделяют на несколько длинных уступов по 10—12 м, обуриваемых восстающими шпурами глубиной 1,5—2 м (см. рис. 172). В последние годы переходят на выемку блока сплошным забоем по восстанию (см. рис. 173), не разделяя его на уступы; иногда блок делят на две равные части, подвигая забой в каждой из них с отставанием на 2—3 м.

После взрывания комплекта шпуров выпускают 30—35% отбитой руды через рудоспуски, чтобы между кровлей очистного забоя и поверхностью отбитой руды оставалось свободное пространство высотой около 2 м. Затем разбирают кровлю уступов, подготавливая их к обуриванию новым комплектом шпуров.

Одновременно разбирают вручную или накладными зарядами крупные глыбы руды (негабариты), образующиеся при отбойке.

Цикл очистной выемки, включающий обуривание линии забоя, взрывание шпуров, проветривание, выпуск излишков руды и разборку кровли, выполняется в две или три смены (обычно цикл в сутки).

Когда очистная выемка достигает границы подштрекового целика, начинают выпуск из блока всей замагазинированной руды. Выпуск ведут равномерно из всех люков и по возможности интенсивно. Выработанное пространство после выпуска руды оставляют открытым или (реже) заполняют закладкой. Целики под и над вентиляционным штреком оставляют навсегда или извлекают после закладки блока, так как верхний штрек на время закладочных работ необходимо сохранить. Когда выработанное пространство не закладывают, то частичную выемку междуэтажных целиков производят одновременно с выпуском руды.

Разработка более мощных месторождений отличается только наличием (притом не всегда) выработок горизонта вторичного дробления.

В жилах небольшой мощности, особенно с ценной рудой и крепкими боковыми породами, междуэтажных и междукамерных целиков, как правило, не оставляют, а в штреке и восстающих устанавливают прочную крепь. Устранение потерь руды **В** целиках и уменьшение трудоемких работ по проходке большого числа рудоспусков, по подсечке блока, образованию воронок, проходке восстающих с ходками являются большим преимуществом этого варианта системы (см. рис. 173).

Откаточный штрек 1 крепят рамами или распорками в процессе проведения или непосредственно перед началом очистной

выемки в данном блоке. В первом случае штрек проводят высотой 3,5—4 м с тем, чтобы над крепью можно было оставить свободное пространство, достаточное для предохранения крепи от выбивания при выемке первого слоя. Во втором случае крепь в штреке устанавливают только после нарезки блока — выемки первого слоя. Расстояние между крепежными рамами в зависимости от их толщины и мощности жилы принимают от 0,5 до 1,2—1,5 м. Часто ставят парные крепежные рамы. На верхняки рам укладывают обаполы или накатник.

Люки 2 для выпуска руды сооружают через 3,5—6 м.

Восстающий 3 служит для доставки материалов, оборудования и проветривания. Восстающие 4 на флангах блока наращиваются вслед за продвижением вверх очистной выемки. Служат они для той же цели, что и восстающий 3.

Выемку первого слоя начинают от восстающего 3. К выемке следующего слоя приступают по окончании выемки первого, также начиная ее от середины блока и подвигаясь к флангам.

Восстающие 4 крепят распорной крепью с затяжкой или (реже) срубом.

Целик под вентиляционным штреком вынимают перед окончательным выпуском руды из блока обуриванием почвы штрека участками по 8—10 м длиной. Если вентиляционный (закладочный) штрек необходимо сохранить, то оставляют подштрековый целик.

Особую разновидность системы представляет сплошное магазинирование, при котором этаж обрабатывается без предварительного разделения на блоки (рис. 174). Очистную выемку ведут наклонным потолкоуступным или сплошным забоем по всей высоте этажа. Поверхность замагазинированной руды соответственно положению линии забоя имеет наклон порядка 20—35°. Выпуск 30—35% излишков руды за счет ее разрыхления при отбойке ведется так же, как и при блоковой выемке, через рудоспуски 1, а полный выпуск — с противоположной стороны массива замагазинированной руды.

Восстающие 2 проходят заблаговременно для эксплуатации пет необходимости; обычно ограничиваются имеющимися в наличии разведочными восстающими. Восстающие 3 для передвижения, доставки материалов и вентиляции наращивают в отбитой руде через 30—50 м.

Вариант системы разработки со сплошным магазированием ввиду существенных недостатков не получил большого распространения в практике.

Для разработки системой с магазированием руды маломощных рудных тел, содержащих включения пустых пород, в отбитой руде оборудуют специальные породоспуски через которые отбитая или отсортированная из рудной массы пустая порода

раздельно выдается на откаточный штрек. Породоспуски располагают через каждые 10—12 м.

Возможно также устройство секций внутри блока, заполняемых пустой породой, так же как и в предыдущем случае отбитой

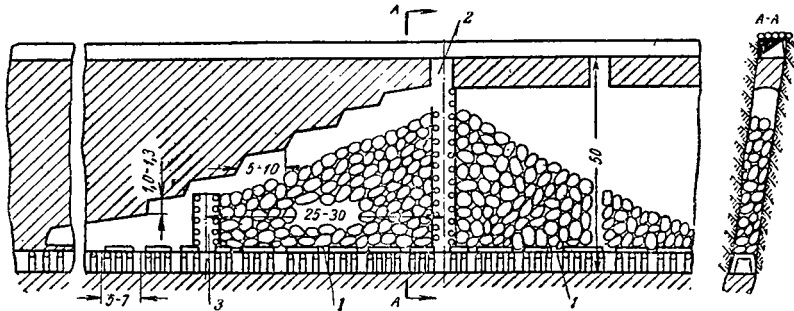


Рис. 174. Система разработки со сплошным магазинированием руды

раздельно от руды или отсортированной из рудной массы (при массовой отбойке).

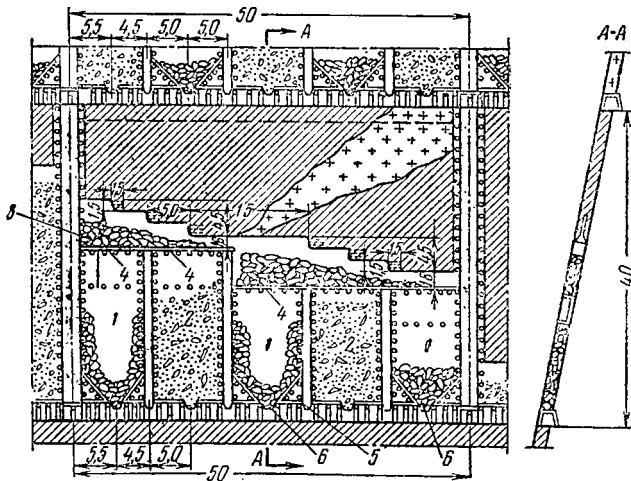


Рис. 175. Вариант системы с оставлением в блоке отбитой пустой породы

На рис. 175 приведен вариант системы с оставлением в блоке отбитой пустой породы. Породные секции 2 шириной 8—10 м чередуются с рудными секциями 1 такой же ширины, в которых магазинируется отбитая руда.

Сортировку отбитой руды 3 ведут на настилах 4. Вместо рудоспусков 5, предназначенных для раздельной выдачи отсор-

тированной богатой руды, можно ограничиться установкой на границе породных и рудных секций ряда распорной крепи с обшивкой. В этом случае излишки отбитой руды можно выпускать через рудоспуски б.

На руднике «Хаверга» (Забайкалье) в отбитой руде в блоках длиной 40 м наращивали три-четыре широких восстающих («породные лари») установкой двух рядов распорной крепи, обшитых горбылями. Восстающие заполняли пустой породой, отсортированной из отбитой рудной массы. Прочные стенки из крепи и породы служили хорошим средством поддержания, а кроме того, позволяли оставлять в очистном пространстве много пустой породы.

На некоторых зарубежных рудниках («Эльдорадо», Канада, «Кеннекот», США) через наращиваемые в интервалах 8—10 м скаты выдавали на откаточный штрек отсортированную пустую породу, отбиваемую вместе с рудой. На рудниках «Эл Тигр» (Мексика) и «Кобальт» (США) через такие скаты выдавали богатую руду, идущую непосредственно в плавку, а рядовую руду магазинировали и выпускали обычным порядком.

§ 3. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ И ОСНОВНЫЕ КОНСТРУКТИВНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ СИСТЕМЫ СО ШПУРОВОЙ ОТБОЙКОЙ

Расположение подготовительных выработок при системе разработки с магазинированием руды должно обеспечивать наиболее быстрый, бесперебойный и производительный выпуск отбитой руды, так как от выпуска зависит эффективность данной системы.

Это объясняется тем, что трудоемкость работ, связанных с выпуском руды, составляет от 25 до 50% общей трудоемкости подготовки и очистной выемки блока. Кроме того, задержки и перебои при выпуске значительно отражаются на работе и производительности транспорта шахты, а ликвидация образовавшихся заторов и «пробок» с помощью ВВ нарушает нормальную работу участка или горизонта, приводит к росту затрат на ремонт крепи рудоспусков и люковых затворов, на зачистку почвы откаточного штрека от просыпавшейся руды. Наконец, скорость и бесперебойность выпуска в значительной степени определяют общую интенсивность выемки блока, а от последней в прямой зависимости находится размер добычи руды из блока, а при недостаточно устойчивых вмещающих породах и величина разубоживания руды.

Откаточный штрек располагают, как правило, посередине мощности рудного тела. В мощных рудных телах с углом падения меньше 70° штрек приближают к лежащему боку, так как иначе поверхность отбитой руды, быстрее опускаясь со стороны

висячего бока, принимает наклон в эту сторону и на разравнивание ее приходится затрачивать много труда и времени.

Для удобства отработки подштрековых целиков, а также для того, чтобы совсем не оставлять надштрековых целиков откаточный штрек можно проводить в породах лежачего бока (рис. 176). Рудоспуски 1 в этом случае располагают через 8—10 м, а над ними проводят подсечный штрек 2,

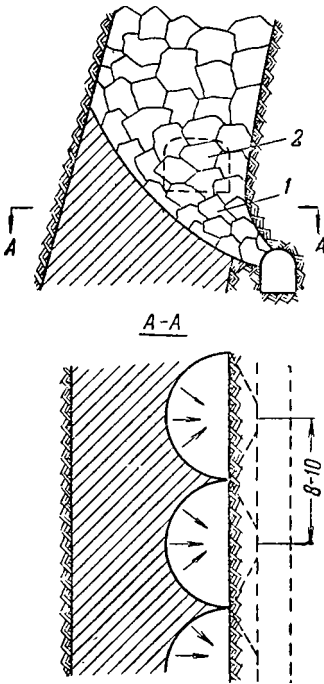


Рис. 176. Полевая подготовка блока

из которого в местах сопряжения с рудоспусками разбуривают воронки в форме полуэллипса. Сокращение запасов и потерь руды в междуэтажных целиках и удобство работ могут компенсировать перерасходы по проведению полевых штреков и рудоспусков.

При разработке маломощных жил без оставления надштрекового целика штрек крепят рамами или обычной распорной крепью, иногда усиленной стойками. Распорную крепь в кровле штрека устанавливают в один ряд, как при разработке с открытым очистным пространством, или в два ряда; это обеспечивает удобство ремонта крепи и устраняет разрушение распорок нижнего ряда, что важно для безопасности и удобства ремонтных работ.

Надежность обычной распорной крепи или крепежных рам, установленных вразбежку под магазинами высотой до 50 м, объясняется тем, что крепь воспринимает давление не всей массы лежащей на ней отбитой

руды, а только слоя небольшой толщины, ограниченного сводом естественного равновесия. Главную опасность для крепи представляет не это постоянное и небольшое давление, а динамические удары от обрушения зависшей отбитой руды и опорное давление вмещающих пород.

При выборе способа поддержания штрека (надштрековыми целиками или крепью) кроме мощности рудного тела решающее значение имеют величина горного давления, крепость руды, ее ценность и стоимость крепежного леса в районе рудника. В рудных телах мощностью до 2—3 м и с ценной рудой предпочтение почти всегда следует отдавать креплению. Оставление надштрекового целика необходимо только при проявлениях сильного горного давления, что наблюдается с опусканием выемки на зна-

чительные глубины. В малоценной руде, повышенные потери которой не вызывают существенного ущерба, предпочитают оставлять надштрековые и междукамерные целики.

Расстояние между осями рудоспусков при рудной подготовке принимают в зависимости от мощности рудного тела в пределах 4,5—7,5 м, редко больше. Его нельзя делать меньше 4,5 м, иначе надштрековый целик будет чрезмерно ослаблен выработками.

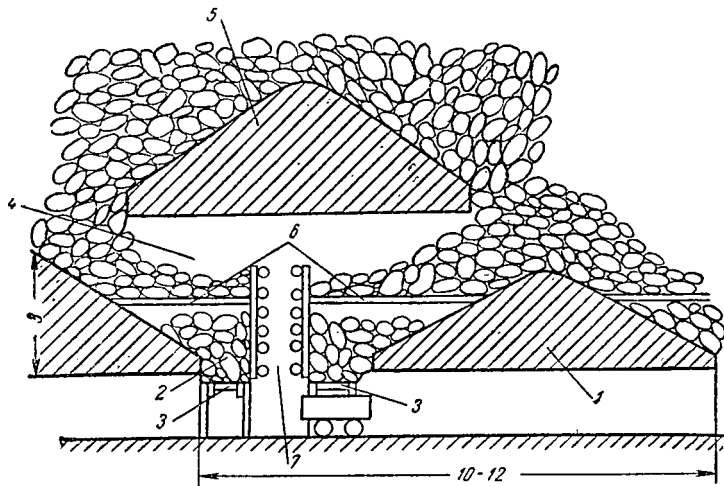


Рис. 177. Камера дробления в тонкой жиле

При подготовке без оставления надштрекового целика рудоспуски в последнее время сближают так, чтобы между их стенками было расстояние 0,5—1 м. Это позволяет резко снизить трудоемкость выпуска и усилить интенсивность очистной выемки.

Негабарит обычно дробят в магазине на поверхности отбитой руды, а при значительном его выходе устраивают камеры дробления в надштрековом целике либо непосредственно над откаточным штреком.

На рис. 177 показана конструкция камеры вторичного дробления с бункерами дробленой руды для жил мощностью 1—2 м.

Парные бункера 2 емкостью около 15 м³ с люками 3 через каждые 10—12 м расположены между надштрековыми целиками 1. Камера дробления 4 защищена сверху целиком 5. Над бункерами уложены грохоты 6 из рельсов. Лестничный ходок 7 в камеру дробления закреплен распорками с дощатой затяжкой со стороны бункеров.

В жилах с рудой высокой ценности и весьма устойчивыми вмещающими породами камеры дробления устраивают, не оставляя целиков ни над откаточным штреком, ни над самими камерами. Целики здесь заменяют прочной рамной крепью в два

яруса с усиленной затяжкой (рис. 178). В каждой камере вторичного дробления 1 устраивают по два рудоспуска 2, перекрытые грохотами, с лестничным ходком 3 между ними.

Значительное сокращение потерь руды в надштрековых целиках и объема нарезных выработок при такой конструкции камер вторичного дробления достигается за счет увеличения расхода

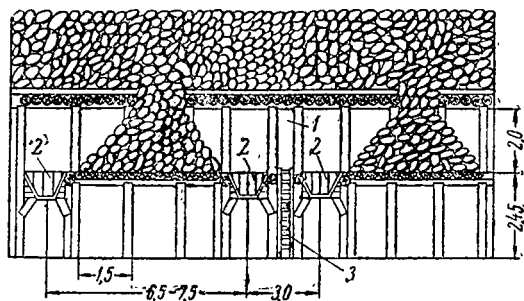


Рис. 178. Камеры дробления между двумя ярусами распорной крепи

крепезного леса и затрат труда на сооружение довольно сложной крепи. Целесообразность такой конструкции камер вторичного дробления определяется прежде всего ценностью руды и величиной экономического ущерба от ее потерь.

На рис. 179 показан вариант подготовки блока с выпуском руды на штрек скреперования.

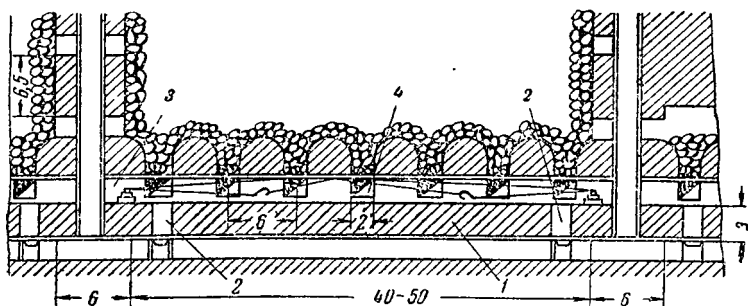


Рис. 179. Вариант подготовки блока с выпуском руды на штрек скреперования

В надштрековом целике 1 для выпуска руды в вагонетки устраивают только два рудоспуска 2 вблизи флангов блока. Благодаря этому целик не разрезается выработками на изолированные части и имеет большую прочность. Существенно сокращается и объем трудоемких работ по проходке рудоспусков, созда-

ются удобные условия для вторичного дробления, погрузка руды в вагонетки концентрируется в двух пунктах.

Для выпуска руды на скреперный штрек проходят рудоспуски 4 на расстоянии между осями 5—7 м.

На скреперном штреке устанавливают две скреперные лебедки 3, доставляющие руду до рудоспусков 2. Максимальное расстояние скреперования около 20 м, среднее 10 м; каждый скрепер транспортирует руду из трех-четырех дучек.

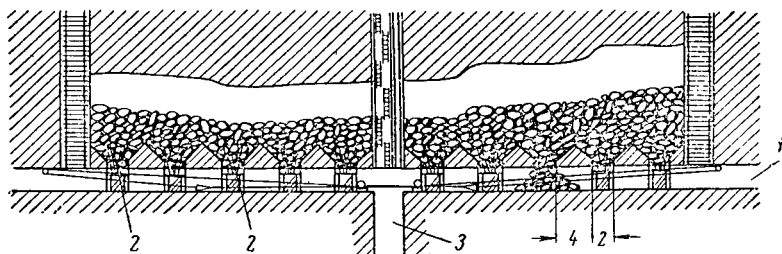


Рис. 180. Безлюковой выпуск руды на промежуточный скреперный штрек

На руднике «Хрустальном» (Приморье) получены хорошие результаты при безлюковом выпуске руды на промежуточный скреперный штрек (рис. 180). Замагистинированную руду из блоков выпускали через дучки 2 на подэтажный штрек 7, а по нему руду скреперовали в рудоспуск 3, выходящий на основной откаточный штрек.

При разбивке этажа на две части промежуточным (подэтажным) штреком такой способ выпуска руды может быть очень эффективным.

Безлюковый выпуск руды на подошву откаточного штрека применяют также в сочетании с погрузочными машинами.

Общими достоинствами всех видов безлюковой погрузки, включая рассмотренные варианты со скреперной доставкой, являются существенное снижение затрат на устройство и ремонт люковых затворов, резкое уменьшение числа зависаний и пробок в рудоспусках увеличенного сечения и не имеющих люковых затворов.

На Згидском руднике (Северный Кавказ) применяли различные варианты безлюкового выпуска в сочетании с погрузкой руды машинами ПМЛ-5.

Длительный опыт применения на этом руднике различных схем с люковой и безлюковой погрузкой показывает преимущество рассмотренной схемы с погрузкой руды машинами ПМЛ-5. Так, по данным рудника, в блоках с обычной люковой погрузкой сменная производительность труда забойного рабочего (включая погрузку) составляла 2—2,5 м³, со скреперованием — около 3 м³ и с применением погрузочных машин — около 4 м³.

На руднике «Блек Хок» (США) схема подготовки и выпуска аналогична описанной выше, но орты-заезды 1 (рис. 181) при этом располагали не перпендикулярно, а под углом 28° к оси штрека для облегчения маневрирования с вагонетками и погрузочными машинами. Наклонные рудоспуски 2 через 6,5 м проходили из ортов и на высоте 3 м их сбивали между собой подсечной выработкой 3. Погрузочной машиной типа «Эймко» за 1 ч чистой работы нагружали до 36 вагонеток емкостью по 0,4 каждая,

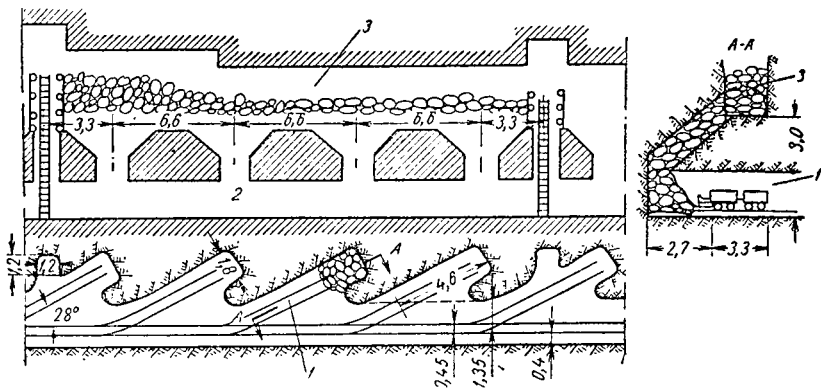


Рис. 181. Безлюковой выпуск с погрузкой руды машинами на руднике "Блек Хок" (США)

а за шестичасовую смену — до 87 м^3 руды. Каждая погрузочная машина обслуживала два рудоспуска. Интенсивность выпуска руды из блока достигнута большая, чем при люковой погрузке,

Длительный опыт безлюкового выпуска с применением погрузочных машин «Эймко-12-В» с ковшем емкостью $0,12 \text{ м}^3$ на золотом руднике «Ренаби» (Канада), разрабатывающем жилы мощностью от 1,5 до 7 м, показал, что выпуск с погрузкой машинами имеет ряд преимуществ перед люковой погрузкой: она происходит быстрее и требует меньшей затраты труда; благодаря более интенсивному выпуску сокращается разубоживание руды; большее сечение рудоспусков способствует лучшему истечению руды; исключаются расходы на устройство и содержание люков; упрощается вторичное дробление руды, крупные куски можно отодвигать к стенкам выработки и дробить в конце смены; уменьшается опасность работ при погрузке.

При всех вариантах системы с магазинированием руды для прохода людей в камеры и для вентиляции служат восстающие и ходки, пройденные в междуканальных целиках или выкрепленные с нижнего штрека в отбитой руде. По правилам безопасности и условиям проветривания каждая камера должна иметь не меньше двух самостоятельных выходов на штрек.

Высоту этажа принимают в пределах 30—90 м, наиболее часто 40—60 м. Кроме удешевления подготовки, с увеличением высоты этажа уменьшаются потери руды за счет междуэтажных целиков, но значительнее проявляются слеживание и образование сводов при выпуске.

Максимальную высоту этажа принимают при углах падения около 90°, постоянной мощности, монолитных боковых породах и руде, не склонной к слеживанию. Оставление надштрековых целиков, а также устройство горизонта дробления уменьшают полезную высоту камеры и удорожают подготовку, поэтому в этом случае высоту этажа принимают увеличенную.

При угле падения меньше 60—70°, наличии пережимов и раздувов рудного тела, руде, несколько склонной к слеживанию, при отсутствии горизонта дробления и надштрековых целиков следует принимать минимальную высоту этажа.

Длину блока принимают от 30 до 100 м. Наибольшая длина рекомендуется в тонких и средней мощности рудных телах с крепкой рудой и весьма устойчивыми боками, когда разработку производят без последующей выемки междукамерных целиков. В этих же условиях, но при ценной руде с отработкой междукамерных целиков длина блоков обычно не превышает 60 м. При разработке без оставления междукамерных целиков (с выкреплением восстающих) длина блока составляет 30—60 м. В рудах, несколько склонных к слеживанию, а также при неустойчивых боковых породах важным условием бесперебойной работы является интенсивная отработка блока. Для этого его длину иногда уменьшают до 25 м.

Высоту надштрековых целиков определяют графическим построением, исходя из принятого расстояния между рудоспусками, мощностью рудного тела и крепости руды.

Высота подштрековых целиков в жилах мощностью до 1—1,2 м допускается до 2 м. В жилах более мощных высоту целика увеличивают до 3—4 м (редко более) с тем, чтобы была гарантирована сохранность верхнего штрека и полная безопасность передвижения по нему.

Ширину междукамерных целиков в зависимости от мощности рудного тела, устойчивости боковых пород, крепости и ценности руды принимают от 3 до 6—8 м.

§ 4. ОЧИСТНАЯ ВЫЕМКА СО ШПУРОВОЙ ОТБойКОЙ

Блок делят для выемки на несколько уступов длиной не менее 10 м или выемку ведут по восстанию сплошным забоем по всей длине блока; иногда блок разделяют на две части (полублоки). Линию забоев и поверхность отбитой руды необходимо поддерживать горизонтальной, так как наклонное положение менее удобно для работы бурильщиков, затрудняет сохранение

постоянной высоты рабочего пространства, а также увеличивает объем работ по разравниванию поверхности отбитой руды. Наклонное положение общей линии забоя или уступов может оказаться целесообразным в том случае, когда направление трещиноватости или слоистости руды неблагоприятно для отбойки с горизонтальным положением линии забоя.

Высота уступа или толщина отбиваемого слоя руды зависит от мощности рудного тела, крепости руды, типа перфоратора и диаметра шпура. Наиболее распространена отбойка руды в магазинах восстающими шпурами, пробуренными телескопными перфораторами. Глубина шпуров обычно не менее 1,5 м и редко превышает 2,2—2,5 м.

При выборе глубины, диаметра шпуров и сетки их расположения, кроме обычно учитываемых факторов необходимо иметь в виду особые трудности, возникающие при системе разработки с магазинированием в процессе выпуска руды, содержащей большое число негабаритов. Вторичное их дробление в очистном забое задерживает выпуск руды и снижает производительность труда забойных рабочих. Кроме того, все негабариты раздробить невозможно, так как часть крупных кусков при взрывании оказывается под слоем мелкой руды и обнаружение их затруднено. Поэтому целесообразно, особенно в жилах мощностью до 2—3 м, бурить шпуры небольшого диаметра и располагать их так, чтобы при взрывании не образовывались негабариты. Однако следует избегать и чрезмерного переизмельчения руды.

В процессе очистной выемки крепь устанавливают редко. Отдельные заколы иногда временно поддерживают стойками и распорками.

Прежде считали, что оставление в массиве отбитой руды распорной крепи для поддержания боков может вызвать серьезные затруднения при выпуске — способствовать образованию сводов и зависаний отбитой руды. Поэтому при системе разработки с магазинированием руды регулярно бока в блоке распорками не крепили. Однако опыт рудников «Шахтома», «Давенда», «Хрустального» показал, что распорная крепь, если она правильно расположена в магазине, не создавая затруднений при выпуске, позволяет существенно расширить область применения системы с магазинированием руды (в недостаточно устойчивых, отслаивающихся боковых породах) и сократить разубоживание руды боковыми породами, нередко возникающее в процессе выпуска.

На рис. 182 показан блок, в котором для поддержания недостаточно устойчивых боковых пород, склонных к отслаиванию и вывалам, по мере подвигания очистной выемки с магазинированием устанавливают усиленную распорную крепь. Ряды распорок располагают строго по вертикали через каждые 3—5 м по простиранию, соответственно расстоянию между рудоспусками; расстояние между распорками в ряду равно 1,2—1,5 м. Затруднении

с выпуском руды из-за наличия распорок на пути ее движения не наблюдалось. При этом общая производительность труда забойных рабочих была ниже, чем при системе разработки с магазинированием без крепления, но значительно выше, чем при обычной системе разработки с распорной крепью.

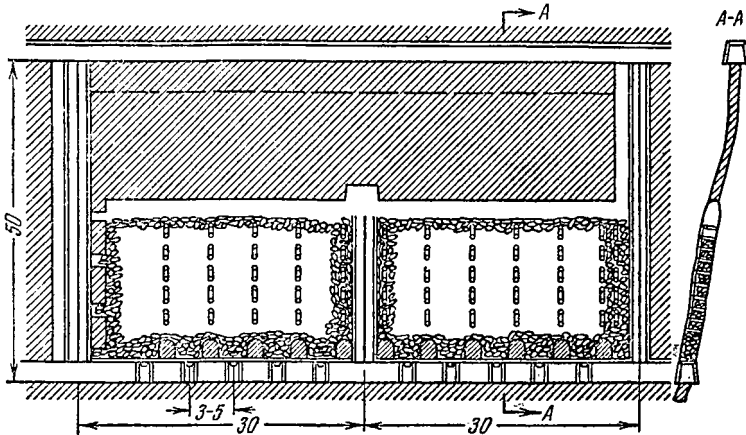


Рис. 182. Распорная крепь в массиве замагацинированной руды

Сравнительные показатели систем разработки, применяемых на руднике «Давенда», приведены в табл. 34.

Таблица 34
Сравнительные показатели систем разработки, применяемых на руднике «Давенда»

Показатели	Системы разработки		
	потолко- уступная с распор- ной кре- пью	с магази- нировани- ем руды (обычная)	с магази- нировани- ем и расп- порной крепью
Производительность труда забойного рабоче- го, м ³ /смену	1,23	2,4	1,72
Расход крепежного леса на 1 м ³ руды, м ³	0,10		0,042
Интенсивность очистной выемки, м ³ /месяц	4—5	8—10	6-7

Систему разработки с магазинированием руды и распорной крепью в последние годы применяют также на зарубежных рудниках («Дейрок», США, «Пайонир», Канада, «Уайт Хоуп», Австралия, «Сяньдунь», КНР).

Наблюдения, проведенные вначале на моделях, а затем в производственных условиях, показали, что влияние распорной крепи на процесс выпуска сказывается меньше, когда вертикальные ряды распорной крепи расположены по оси рудоспусков, а не между ними, как это считалось ранее.

Не менее эффективно поддержание боковых пород при системе разработки с магазинированием руды штанговой крепью. По сравнению с распорной крепью она имеет ряд преимуществ: требует меньше затрат труда и средств на ее изготовление, транспортирование и установку; позволяет значительно сократить размер незакрепленной призабойной части; меньше повреждается взрывами и не мешает их ведению; совершенно не влияет на процесс выпуска.

Штанговая крепь дает хороший эффект, когда отслаивание происходит по трещинам или слоистости, примерно параллельным плоскости контакта рудного тела. В породах, разбитых трещинами различных направлений, штанговая крепь малоэффективна.

Прочность и надежность штанговой крепи зависят от правильного подбора длины, диаметра штанги, толщины клина и диаметра шпуров. Многочисленные опыты показывают, что при диаметре шпура 36 мм, толщине клина 20—22 мм и диаметре болта 25 мм клиновой замок не сдвигается от нагрузки 5—10 т. Поэтому штанги таких размеров можно располагать на расстоянии, при котором нагрузка на одну штангу не превышает 5—7 т, т.е. по сетке 1,5 X 1,5 — 1,5 X 2 м, если длина штанги 1,5 м.

Общий вид блока с магазинированием руды и штанговой крепью показан на рис. 183.

Наиболее трудоемкой операцией при штанговом креплении является бурение шпуров. В очистных забоях шириной менее 1,5 м для бурения необходимы укороченные буровые молотки и свинчивающиеся буры.

Производительность труда забойного рабочего в результате перехода с обычной системы разработки с распорной крепью на систему с магазинированием руды и штанговой крепью на ряде рудников возросла в среднем на 25—40%. По сравнению же с обычной системой с магазинированием производительность труда забойного рабочего при системе с магазинированием и штанговой крепью снижается на 15—20%.

Внедрение штанговой крепи при системах разработки с магазинированием руды имеет большие перспективы. Оно позволит уменьшить ширину очистного пространства, сократить разубоживание и снизить потери руды в целиках, заменить систему с распорной крепью, а иногда даже и систему с закладкой системой с магазинированием руды.

Высокую эффективность штанговой крепи подтверждает зарубежная практика. На руднике «Макасса» (Канада) использование штанговой крепи позволило отказаться от системы разработки горизонтальными слоями с закладкой и перейти на систему с магазинированием руды. На руднике «Соншайн» (США) вместо системы со сложной и дорогостоящей станковой

крепью перешли на систему с магазинированием руды и **штанговой** крепью.

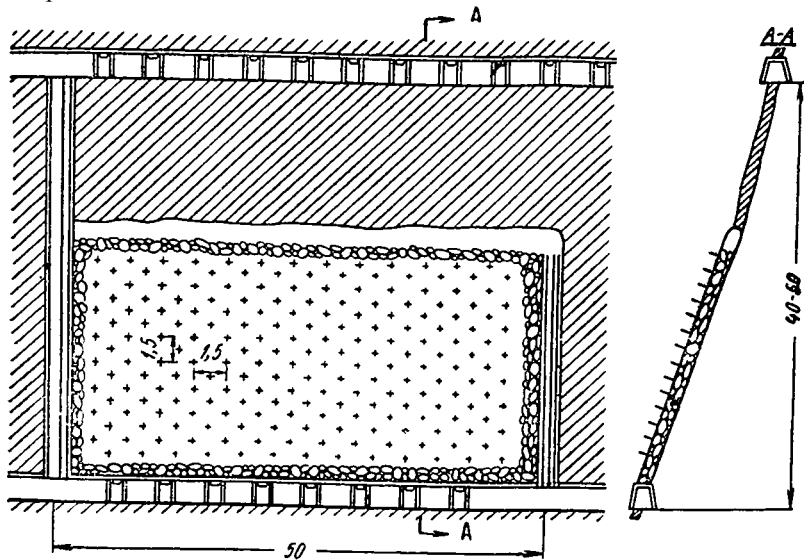


Рис. 183. Общий вид блока с магазинированием руды и штанговой крепью

Для предотвращения или уменьшения отслоения боковых пород в процессе выпуска руды вместо крепи (и наряду с ней) применяют выемку так называемыми «короткими магазинами».

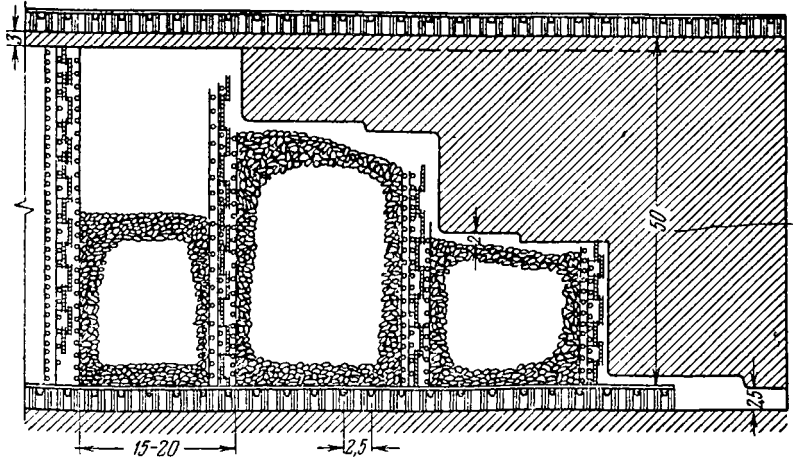


Рис. 184. Вариант системы разработки короткими магазинами

На рис. 184 показан вариант системы с магазинированием руды, где блок длиной 50 м ходками, наращиваемыми вслед за

подвиганием очистной выемки в отбитой руде, разделен на три магазина длиной по 15—20 м. Каждый «короткий магазин» отработывают самостоятельно сплошным забоем с опережением выемки смежных магазинов на 5—10 м. Концентрация очистной выемки на участках небольшой длины резко повышает скорость отработки и последующего выпуска магазина, благодаря чему образование заколов и отслоения как во время отбойки, так и во время выпуска заметно уменьшается.

На руднике «Дарасун» «короткий магазин» отработывали и выпускали за 1,5—2 месяца.

§ 5. ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМЫ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ И ШПУРОВОЙ ОТБОЙКОЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Как показывает опыт работы ряда рудников, при системе разработки с магазином руды имеются большие возможности роста производительности труда.

На рудниках Хрустальнинского комбината (Приморский край) системой разработки с магазином руды отработывают крутопадающие жилы и минерализованные зоны мощностью от 0,1 до 2 м, а иногда и более. Жилы разбиты на несколько ветвей или на свиту ветвящихся и параллельных прожилков. Коэффициент крепости руды около 10—12. Вмещающие породы (сланцы) перемежаются с линзами песчаников, склонных к отслаиванию.

Новая технология очистной выемки, внедренная на этих рудниках ИГД им. А. А. Скочинского и работниками комбината, основана на комплексном усовершенствовании всех операций. При новой технологии снижение трудоемкости одной операции способствует одновременно снижению трудоемкости других операций очистной выемки. Такое совершенствование операций технологического процесса можно назвать согласованно комплексным.

К коренным усовершенствованиям процесса очистной выемки по новой технологии относятся:

1) отбойка руды шпурами уменьшенного диаметра (34—36 мм) вместо обычных (42—44 мм), что позволило на 70—80% увеличить сменную производительность труда бурильщиков при том же буровом оборудовании;

2) применение быстроударных телескопных перфораторов, что независимо от диаметра шпуров увеличило скорость бурения на 20%;

3) замена долотчатых твердосплавных коронок съемными крестовыми с прерывистым лезвием, что привело к росту скорости бурения в трещиноватых породах еще на 15—20%;

4) применение мощного ВВ—детонита — в патронах уменьшенного диаметра в сочетании с уменьшенным диаметром шпу-

ров и разреженной их сеткой, что позволило резко увеличить эффективность отбойки, добиться необходимой крупности дробления руды без излишнего ее переизмельчения, существенно уменьшить разубоживание руды боковыми породами при отбойке (вследствие сокращения ширины очистного пространства), а также в процессе выпуска благодаря тому, что уменьшение диаметра шпуров и веса заряда снижает сейсмическое действие взрывов и отслоение вмещающих пород;

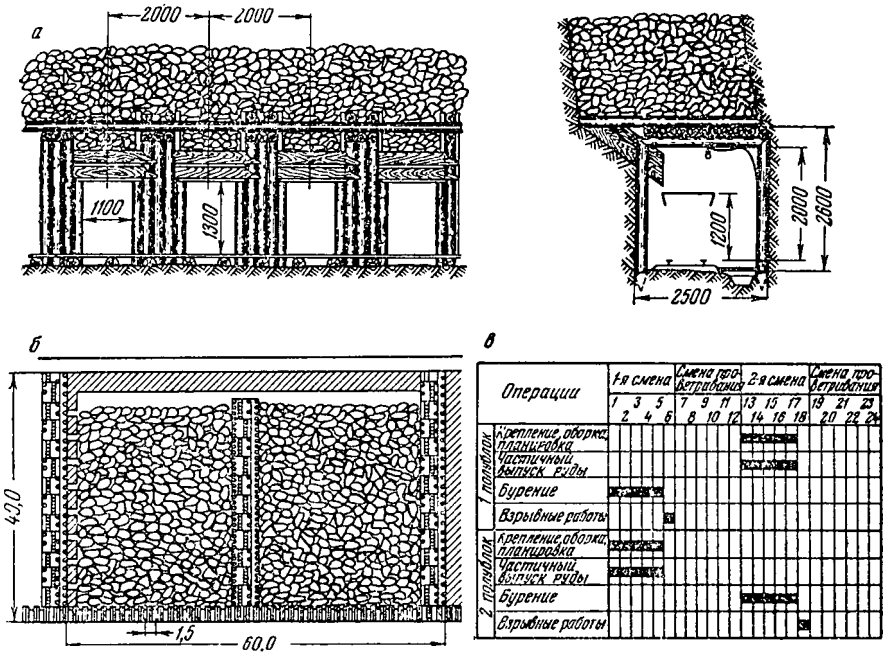


Рис. 185. Новая технология очистной выемки при системе разработки с магазинированием руды

5) устройство сближенных люков (рис. 185, а), что обеспечило высокую интенсивность выпуска руды и снижение его общей трудоемкости почти в два раза. Это объясняется резким сокращением затрат труда на разравнивание поверхности отбитой руды в процессе выемки блока, на ликвидации зависимостей руды в люках, на ремонт последних и очистку откаточных путей под люками. Время на выпуск блока сократилось в два раза. Помимо этого, выпуск через сближенные люки создает условия для бесперебойной работы транспорта на откаточном горизонте и увеличивает его производительность. Увеличение более чем в два раза числа люков в блоке и сокращение срока службы каждого люка способствовало переходу на сооружение металлических переносных люков, используемых три раза и более;

б) снижение до минимума объема нарезных работ в блоке и усовершенствование их организации, разделение блока на две самостоятельные части с чередующейся отбойкой сплошным забоем по восстанию (рис. 185, б), что способствует цикличной организации работ в блоке (рис. 185, в), росту производительности труда и интенсивному подвиганию линии очистного забоя;

7) использование внутри магазина распорной крепи, что позволяет расширить область применения системы разработки с магазинированием и снижает разубоживание руды в недостаточно устойчивых боковых породах.

В результате внедрения описанной технологии очистной выемки на рудниках Хрустальнинского комбината производительность труда забойного рабочего на очистной выемке увеличилась в среднем в 2,5 раза (с 2,2—2,4 до 4,8—6 м³/смену). В отдельных блоках производительность труда забойного рабочего составляла 10—12 м³/смену. Интенсивность очистной выемки (включая выпуск) возросла также в 2,5—3 раза. Время полной отработки блока с 5—6 месяцев уменьшилось до 1,5—3 месяцев.

Такой же рост производительности труда и интенсивности очистной выемки (в 2—3 раза) произошел на ряде других рудников, внедривших новую технологию очистной выемки с магазинированием руды.

§ 6. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ ПРИ РАСПОЛОЖЕНИИ КАМЕР ВКРЕСТ ПРОСТИРАНИЯ И ШПУРОВОЙ ОТБОЙКОЙ

На некоторых рудниках Криворожского бассейна и Швеции мощные крутопадающие месторождения с крепкой рудой и устойчивыми вмещающими породами разрабатывают камерами вкрест простирания с магазинированием руды и шпуровой отбойкой.

На рис. 186 показан вариант системы с магазинированием руды из практики Криворожского бассейна.

Блок шириной по простиранию 20 м состоит из двух камер шириной по 8 м и междукамерного 4-метрового целика.

Для подготовки блока проходят орты 1, вентиляционный и ходовой восстающие 2 в междукамерном целике и выпускные дучки 3. После сбойки дучек подсечным ортом 4 верхнюю их часть превращают в воронки на всю ширину магазина. Для отбойки руды слоями в кровлю магазина бурят горизонтальные или наклонные шпуров глубиной до 6 м. Каждый слой отбивают за два-три приема. Для доступа рабочих в камеру служат ходки 5.

Отработка междукамерных целиков и потолочин при этом варианте системы разработки возможна различными методами, которые будут рассмотрены в классе комбинированных систем.

Междукамерный целик обрушают одновременно с выпуском руды из камер массовым взрыванием шпуров, пробуренных из специально пройденных для этой цели восстающих б.

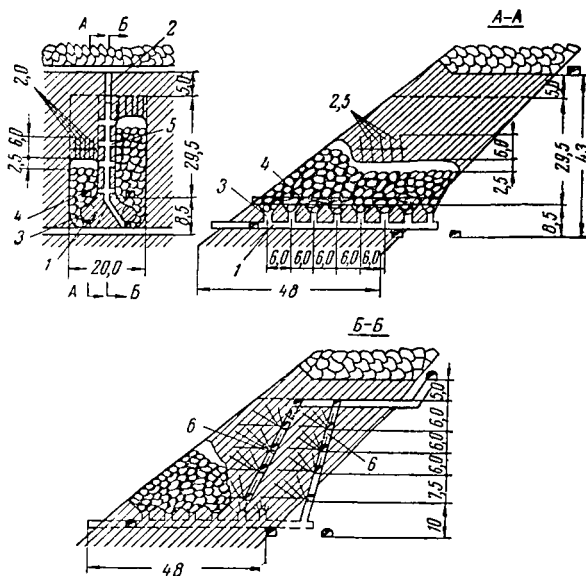


Рис. 186. Разработка мощного рудного тела камер-магазинами вкрест простирания с отбойкой штанговыми шпурами

§ 7. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ И ОТБОЙКОЙ РУДЫ ИЗ СПЕЦИАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Основное отличие этих систем от систем разработки со шпуровой отбойкой руды из магазина заключается в обруивании рудного массива не с поверхности отбитой руды, а из специальных выработок небольшого сечения. Руду в кровле магазина отбивают послойно — сразу по всей площади блока или последовательно — частями.

Отличия в способе отбойки руды и положении работы буровых изменяют область применения, порядок очистной выемки и конструктивные элементы систем данной группы. Эти системы применяют в основном для разработки мощных рудных тел, реже — для рудных тел небольшой мощности. Системы разработки с отбойкой руды из специальных выработок возможно применять в рудах менее устойчивых, так как рабочие, занятые на очистной выемке, находясь в узких выработках, не подвергаются опасности от вывалов руды.

Для систем разработки с магазинированием и с отбойкой руды из специальных выработок характерны: более сложная и трудоемкая подготовка; трудность контроля над полнотой отбойки руды у контактов; более высокие потери и разубоживание руды, особенно при неровных и прочных контактах.

На рис. 187 показан один из вариантов системы с магазинированием и отбойкой руды из специальных восстающих, проходимых с небольшим опережением очистной выемки.

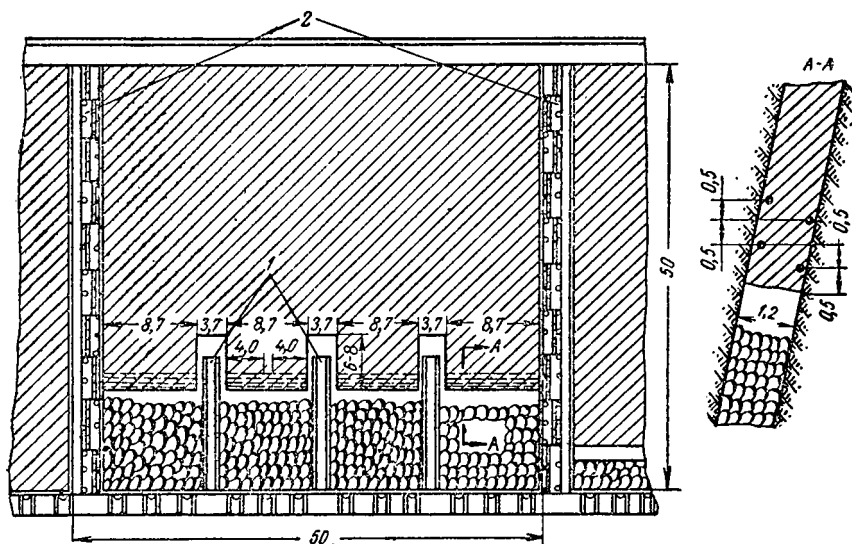


Рис. 187. Система с отбойкой руды шпурами из восстающих

Применение такой системы разработки на Дарасунском золотом руднике было вызвано неустойчивостью сульфидных вкрапленников, склонных к обрушениям большими глыбами и слоями.

В блоке длиной 50 м с опережением над очистной выемкой на 6—8 м проходят три восстающих 1 с расстоянием между осями около 12 м и между стенками — около 9 м. В замагазинированной руде по мере подвигания очистной выемки возводят лестничные ходки 2 путем обшивки двух рядов распорной крепи.

Горизонтальные шпуры глубиной 3,5—4 м располагают в шахматном порядке на расстоянии один от другого 1 м. Во избежание поломки крепи восстающего одновременно взрывают не более четырех шпуров.

На этом же руднике применяли шпуры глубиной от 2—2,5 до 7 м. Соответственно этому изменялось и расстояние между стенками восстающих от 5 до 15 м.

Отбойка руды из восстающих обеспечивает большую безопасность работы бурильщиков в неустойчивых породах и руде, но значительный объем нарезных работ и большой расход крепежного леса снижают эффективность системы.

На рис. 188 показан вариант системы с отбойкой руды веерными комплектами скважин из восстающих при разработке мощных крутопадающих рудных тел небольшой длины на железном руднике «Бодас» (Швеция). Руда и вмещающие породы крепкие, устойчивые.

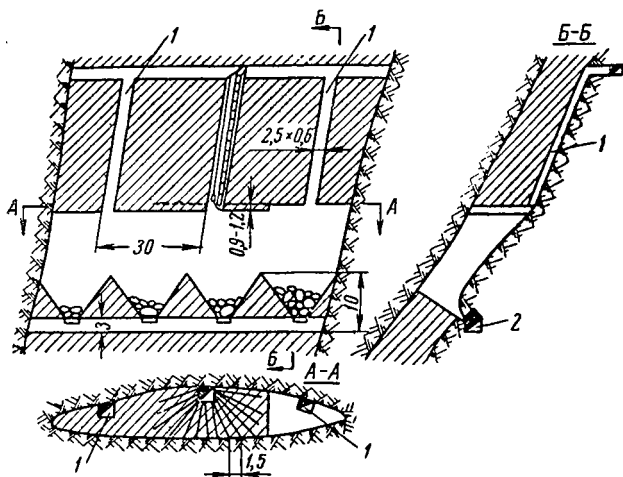


Рис. 188. Система с magazинированием руды и отбойкой веерными комплектами скважин из буровых восстающих

Восстающие 1 располагают в рудном теле у лежачего бока через 30 м один от другого (по простиранию). В восстающих подвешивают деревянные полки, с которых легкими перфораторами бурят горизонтальные веерные комплекты скважин. Толщина отбиваемого слоя руды 1—1,2 м. На время бурения полок укрепляют на болтах, а после окончания бурения и зарядания скважин его поднимают пневматической лебедкой на верхний откаточный (вентиляционный) горизонт.

Следует обратить внимание на простую и экономичную схему подготовки этажа полевыми штреками 2 без ортов, с наклонным дном.

Применение описанного варианта системы дает высокую сменную производительность труда бурового рабочего (210 г), хороший выход руды на 1 м скважины (14,8 т) и малый расход ВВ (0,08 кг/м). Благодаря применению скважин небольшого диаметра, густой сетке их расположения и малой толщине отбиваемого

слоя (1—1,2 м) выпуск руды осуществляют без вторичного дробления.

При разработке мощных крутопадающих месторождений иногда применяют системы с подэтажной отбойкой и магазинированием руды. По конструктивным признакам эта система аналогична системе разработки подэтажными штреками с открытым очистным пространством.

При устойчивых боковых породах магазинировать руду, отбиваемую из подэтажных штреков, не имеет смысла, поэтому применяют обычную систему разработки подэтажными штреками. Только при склонности боковых пород к отслаиванию магазинирование иногда может оказаться полезным для предотвращения или уменьшения отслоения боковых пород.

Также не получила распространения в практике и система разработки с подэтажной отбойкой минными камерными зарядами и магазинированием руды.

§ 8. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ И ОТБОЙКОЙ РУДЫ ГЛУБОКИМИ СКВАЖИНАМИ

Системы разработки с послойной отбойкой глубокими скважинами по всей длине камеры и магазинированием руды имеют сравнительно небольшое применение и при этом исключительно в мощных месторождениях.

Типичный вариант этой системы разработки показан на рис. 189.

Скважины длиной до 30—40 м можно бурить станками вращательного бурения с твердосплавными или алмазными коронками, погружными перфораторами или шарошечными станками. Буровые камеры устраивают в подэтажных ортах через каждые 3—5 м. Расстояние между скважинами в ряду в зависимости от их диаметра составляет 2—3 м.

На рис 190 показана веерная схема расположения глубоких скважин при отработке рудного тела мощностью 10—20 м с магазинированием.

Длина камер-магазинов 50—60 м, высота 60 м.

Буровые восстающие 1 расположены в междукамерных целиках: на одном конце блока у лежачего бока, на другом — у высячего.

Веерные комплекты скважин глубиной от 12—15 до 25—27 м бурят из этих восстающих с интервалами по вертикали 1,5 м (толщина отбиваемого слоя). Диаметр скважин 35 мм, производительность алмазного бурения 15 м в станко-смену. Выход руды с 1 м скважины около 10 т.

Замена шпуров глубокими скважинами в мощных рудных телах увеличивает производительность труда забойного рабочего; снижает расходы по очистной выемке; повышает безопас-

ность труда, так как рабочие не находятся под обнаженной кровлей в камере; резко уменьшает пылеобразование и заболеваемость силикозом.

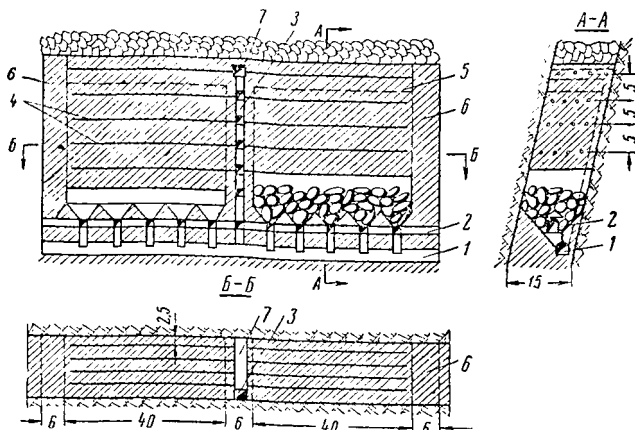


Рис. 189. Система с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами:

1 — откаточный штрек; 2 — штрек вторичного дробления; 3 — выстающий; 4 — взрывные скважины; 5 — потолочина; 6 — междукамерный целик; 7 — буровой орт

Недостатком отбойки руды глубокими скважинами при системе с магазинированием является повышение потерь и разубоживания в тех случаях, когда контакт рудного тела с вмещающими породами неровный, резко меняется мощность руд-

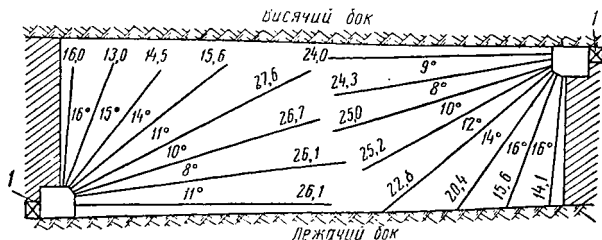


Рис. 190. Отбойка руды комплектами глубокими скважинами

ного тела, имеется непостоянное промышленное оруденение боковых пород. В таких условиях обеспечить отбойку руды глубокими скважинами строго по промышленным контурам не удастся.

§ 9. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

Системы разработки с магазинированием руды получили наибольшее распространение при разработке крутопадающих жил мощностью от 0,5 до 3—5 м. Удельный вес этих систем в добыче из жильных месторождений превышает 50%. По двум основным показателям эффективности — производительности труда забойного рабочего и интенсивности очистной выемки — системы с магазинированием имеют значительное преимущество перед любыми другими системами разработки жильных месторождений. В мощных месторождениях системы с магазинированием применяются сравнительно редко. На ряде рудников, где их применяли прежде, в настоящее время они вытеснены системами подэтажных штреков.

Достоинствами систем с магазинированием руды, которые особенно существенны при разработке жильных месторождений, являются:

1) небольшой объем подготовительных и нарезных работ, особенно для вариантов без оставления целиков над откаточным штреком и около восстающих (исключение составляют системы с отбойкой руды из специальных выработок);

2) высокая эффективность буровзрывных работ, минимальный объем работ по креплению и доставке руды;

3) высокая производительность труда и низкая стоимость добычи (см. пункты 1 и 2);

4) возможность контроля состояния кровли и боков рабочего пространства, что позволяет при правильном ведении выпуска руды обеспечить безопасность рабочих и легкость проветривания;

5) высокая интенсивность выемки блока (до 15—20 м/месяц). По сравнению со сплошной и потолкоуступной системами с распорной крепью интенсивность очистной выемки выше в 2—2,5 раза, а по сравнению с системами с закладкой — в 3—4 раза.

Наличие большого запаса руды в магазинах позволяет поддерживать постоянную добычу шахты и регулировать содержание в выдаваемой на фабрику руде;

б) простота системы, легкость изменения размеров конструктивных элементов по мере изменения горногеологических условий и удобство циклической организации очистной выемки.

Наряду с этим системы с магазинированием руды имеют и существенные недостатки, с которыми необходимо считаться в определенных горногеологических условиях:

1) при недостаточно устойчивых боковых породах, наличии породных включений в рудном теле, а также при мощности последнего менее 0,7—0,8 м происходит значительное разубоживание руды. Отборка пустой породы и оставление ее в очистном

пространстве или выдача из блока отдельно от руды при системе разработки с магазинированием, как правило, затруднительны.

Применение вариантов системы с оставлением в выработанном пространстве или с раздельной выдачей из блока пустой породы резко снижает эффективность системы и возможно только в определенных условиях.

Тем не менее в практике систему с магазинированием часто применяют в обычных вариантах при недостаточно устойчивых боках и в жилах мощностью 0,5 м и менее. При этом значительное разубоживание руды окупается высокой производительностью труда, свойственной этой системе.

Необходимо в таких условиях тщательно проверять технико-экономическим расчетом целесообразность применения системы с магазинированием. Решающее значение в технико-экономическом сравнении систем с учетом разубоживания обычно имеют стоимость обогащения 1 т руды, влияние разубоживания на коэффициент извлечения полезных компонентов при обогащении, наличие свободных мощностей на обогатительной фабрике, наличие оруденения во вмещающих породах.

Таблица 35

Показатели эффективности систем разработки с магазинированием руды на жильных месторождениях

Рудник	Мощность жилы, м	Ширина оцистрованного пространства, м	Производительность труда забойного рабочего, м ³ /смену	Разубоживание, %	Интенсивность выемки блока, м/месяц		Расход на 1 м ³ горной массы	
					средняя	максимальная	ВВ, кг	крепящего леса, м ³
«Ниттис-Кумужье»	0,20	1,20	2,65	73,4	8—10	20—25	2,87	0,060
«Чорух-Дайрон»	1,27	1,60	2,35	23,0	7	15	1,25	0,034
«Давенда»	0,42	1,07	1,30	60,0	5—6	9	1,60	0,048
«Хрустальный»	0,75	1,15	3,80	32,0	8—10	30—40	1,30	0,08
«Хаверга»	0,8	1,53	2,06	48,7	4	6	0,62	0,044
«Белуха»	0,25	1,30	0,70	88,3	4—5	10	2,33	0,093
«Эге-Хая»	1,77	2,04	1,89	13,1	6—7	10	1,93	0,046
«Хениканджа»	1,36	2,48	2,90	60,6	3—4	12	1,72	0,033
Пышвинский:								
шахта «Александровская»	1,05	1,70	2,06	38,0	5—6	14	1,67	0,012
шахта «Центральная»	0,90	2,20	1,61	60,0	5—6	18	2,15	0,014
«Кочкарь», шахта им. Фрунзе	0,41	1,62	1,30	73,8	5—6	24	1,63	0,098
Утинский	1,10	1,45	0,95	23,3	4—6	26	2,08	0,022
Им. Белова	1,07	1,49	1,13	28,2	5—6	7—8	1,94	0—017

В тех случаях когда руду нельзя или трудно сортировать на поверхности перед обработкой на фабрике, а также если производительность подъемной установки или производственная мощ-

ность обогатительной фабрики ограничивает размер добычи рудника, то более целесообразно разрабатывать жилы системами с распорной крепью или с закладкой;

2) большие потери руды при наличии ответвлений от рудного тела, которые нельзя извлечь без значительного разубоживания. В мощных месторождениях потери и разубоживание возможны при очень неровных контактах, резких раздувах и утонениях рудного тела, если отбойку ведут глубокими скважинами;

3) невозможность выдачи руды из блока по сортам;

4) окисление отбитой руды при длительном ее нахождении в магазине, если оно отрицательно сказывается на процессе обогащения;

5) возможность несчастных случаев при внезапном оседании поверхности отбитой руды и образовании па ней воронок.

В табл. 35 приведены основные показатели эффективности систем разработки с магазинированием руды по ряду отечественных рудников, разрабатывающих жильные месторождения.

Глава XIV • СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

§ 1. СУЩНОСТЬ И ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ

Основной особенностью систем разработки с закладкой является заполнение очистного пространства закладочным материалом по мере подвигания очистной выемки. Закладочный материал служит для поддержания боков очистного пространства, а также в качестве платформы для людей, работающих в очистном забое. Крепь в виде распорок, стоек, крепежных рам и костров используют только как вспомогательное или временное средство для поддержания руды и боков очистного забоя. Между закладкой и рудным массивом оставляют свободным рабочее пространство высотой около 2 м, реже 1—1,5 или 3,5—4 м.

Операция закладки входит в цикл очистной выемки блока (забоя) и регулярно чередуется с отбойкой и уборкой руды. Этим системы разработки с закладкой принципиально отличаются от систем с открытым очистным пространством и от систем с магазинированием руды, при которых очистное пространство тоже иногда закладывают, но не по мере подвигания очистной выемки, а после окончания выемки всего блока. Назначение закладки в последнем случае иное — только предохранить от сдвижения вмещающие породы и земную поверхность или создать благоприятные условия выемки междублоковых или междуэтажных целиков.

Для применения систем разработки с закладкой характерны следующие горногеологические условия.

1. Мощность рудных тел может быть различной. Наиболее благоприятна мощность от 0,7 до 4—5 м. Это объясняется тем, что в рудных телах малой мощности необходимое количество закладочного материала можно получить при проходке горнокапитальных и подготовительных выработок, а также от попутной подрывки боковых пород в очистном пространстве. Кроме того, для маломощных жил с неустойчивыми вмещающими породами систему разработки с закладкой трудно заменить какой-либо другой системой, тогда как мощные рудные тела в этих условиях можно разрабатывать эффективными системами с обрушением. Поэтому в мощных рудных телах системы разработки с заклад-

кой применяют очень редко, обычно только в том случае, когда необходимо сохранить от обрушения и сдвижения земную поверхность.

2. Требования к форме и выдержанности элементов залегания рудных тел для различных вариантов систем разработки с закладкой неодинаковы. Так, например, систему разработки горизонтальными слоями можно применять в рудных телах как с правильными, так и неправильными контурами, при любом характере контактов, при наличии в боковых породах апофиз и т. д. Систему же разработки наклонными слоями нельзя применять при невыдержанной форме и резко меняющихся элементах залегания рудных тел.

3. Достаточно устойчивые руды, допускающие подработку кровли в блоке без крепления, вмещающие породы различной устойчивости, чаще склонные к массовому обрушению при обнажении на значительной площади.

4. Угол падения рудных тел преимущественно не меньше 45° .

Пологое падение рудного тела затрудняет размещение в выработанном пространстве закладочного материала, поэтому системы разработки с закладкой в пологопадающих рудных телах применяют значительно реже, чем в крутопадающих.

5. Руды по составу как однородные, так и разнородные с наличием включений и прослоев в них пустых пород.

6. Как правило, системы с закладкой применяют для разработки руд значительной ценности, когда полнота выемки имеет первостепенное значение, а высокая стоимость добычи допустима.

7. Часто применение систем разработки с закладкой бывает вынужденным для сохранения поверхности или вмещающих пород от обрушения.

В последние годы применение систем разработки с закладкой на отечественных рудниках уменьшилось. На жильных месторождениях их вытеснили системы разработки с магазинированием руды, а на мощных — системы с обрушением. Удельный вес систем разработки с закладкой при подземной добыче руд цветных, редких металлов и золота в настоящее время не превышает 10%, а на железных рудниках известны только единичные случаи их применения.

Однако понижение горных работ на большие глубины и высокое горное давление вызовет необходимость более широкого применения систем разработки с закладкой, так как закладка в таких условиях является наиболее эффективным, а иногда даже единственно возможным средством поддержания.

Перечисленные в главе IX основные способы производства закладки (самотечной, механической, пневматической, гидравлической) иногда применяют совместно — комбинированно. Так, например, до выемочного блока закладочный материал может

транспортироваться конвейером, а в выработанном пространстве блока размещаться самотеком или сжатым воздухом и т. п. В зависимости от степени заполнения выработанного пространства закладка может быть полная или частичная.

Принято выделять также наименование закладочного материала или особенность его укладки. Например, используются терминными твердеющая или схватывающаяся закладка, бутобетонная и глинизированная закладки, закладка бутовыми полосами или стенками (столбами) из сухой кладки и т. д.

Ниже будут рассмотрены способы и материалы закладки.

§ 2. ЗАКЛАДОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ И ДОСТАВКА ИХ В ПОДЗЕМНЫЕ ВЫРАБОТКИ

В качестве закладочных материалов используют песок, дробленые горные породы, полученные в шахте при проведении подготовительных выработок, подрывке боковых пород, сортировке руды или добытые в карьере; породы из отвалов и сортировок на поверхности, хвосты обогатительных фабрик, котельные и металлургические шлаки.

Плотность и усадка закладочного массива—главные свойства, характеризующие его надежность — зависят от гранулометрического состава закладочного материала, твердости, прочности и формы его кусков, а также от способа укладки материала в выработанном пространстве. Благоприятно сказывается наличие в закладочном материале фракций разной крупности и уплотнение закладочного массива динамическими ударами быстро движущегося потока материала. Существенное значение имеет наличие в закладочном материале необходимого количества цементирующих веществ.

Закладочный материал должен быть инертным в пожарном отношении и не содержать серы более 8%, а горючих сланцев более 20%.

Для самотечной закладки рекомендуют сухой дробленый материал в кусках смешанной крупности, песчанистый гравий, хвосты обогатительных фабрик и гранулированные шлаки. Добавка глины к закладочному материалу не должна превышать 15—20%.

Для пневматической закладки используют дробленые малоабразивные породы следующего гранулометрического состава: куски размером от 15 до 40 мм (редко до 60—80 мм) — 75—80%; от 0,5 до 15 мм — 20—25%. Увеличение содержания мелочи и пыли резко повышает расход сжатого воздуха. Содержание глинистых примесей не должно превышать 10—15%, а максимальные размеры отдельных кусков не должны быть больше 1/3 или (лучше) 1/4 диаметра трубопровода.

Для гидравлической закладки лучшим материалом являются крупнозернистые пески и обесшламленные хвосты обогатитель-

пых фабрик. Хорошими свойствами обладает смесь из 60% кварцевого песка и 40% сланцевого щебня с кусками крупностью не более 20 мм.

В зависимости от материала закладки соотношение твердого и воды принимают: для песка от 1 : 0,75 до 1 : 1, для более крупного материала от 1 : 1,5 до 1 : 2,5.

На рудниках Канады в последние годы получила распространение густая закладка в виде пасты, состоящая из песков или обесшламленных хвостов обогатительной фабрики.

В недостаточно плотный гранулированный шлак, легко транспортируемый водой по трубам, целесообразно добавлять 10—15% песчано-глинистого материала.

Из карьеров или отвалов закладочный материал транспортируют на небольшое расстояние ленточными конвейерами, а на значительные расстояния — обычно в саморазгружающихся вагонах нормальной колеи. В гористой и пересеченной местности известны случаи транспортирования закладочного материала по канатным подвесным дорогам.

Склады для закладочных материалов сооружают возле стволов, шурфов или скважин, используемых для спуска пород в шахту. Обычно запас закладочных материалов в складах составляет не менее суточной потребности.

В табл. 36 приведены коэффициенты усадки различных закладочных материалов под разной нагрузкой.

Таблица 36

Коэффициент усадки закладочных материалов

Закладочный материал	Коэффициент усадки (%) при давлении, кг/см ²			
	50	100	150	200
Гранулированный шлак (размолотый)	3,8	7,9	10,9	13,5
Песок	1,7	2,8	3,4	3,6
Сланец в кусках крупностью 4—10 мм	9,7	12,5	14,3	16,4
Супесь	4,6	6,0	7,2	8,5

Устойчивость закладочного массива зависит от качества закладочного материала и наличия в нем вяжущих веществ.

Одним из таких веществ является глина, которая добавляется в небольших количествах.

Наиболее устойчивы цементированная закладка, бетонозакладка и различные виды твердеющей закладки, о которых подробно будет сказано ниже.

Спуск закладочных материалов в шахту. Закладочный материал по пути до места его размещения должен по возможности меньше подвергаться перегрузке из одних транспортных средств в другие.

Для спуска сухого закладочного материала в подземные выработки обычно проходят специальные породоспуски, которые крепят бетоном или железобетоном. При длине свыше 150—200 м в них устраивают перегрузочные колена. Реже закладочный материал спускают по шахтному стволу в вагонетках.

Спуск закладочного материала на большую глубину производят по специально выбуренным с поверхности скважинам или по трубам, проложенным в шахтном стволе. По трубам из марганцовистой стали диаметром 400—600 мм со стенкой толщиной 8—10 мм можно пропустить до 25 000 м³ породы средней крепости на 1 мм толщины стенок. Быстро изнашивают трубы остругольные куски абразивных пород.

Под трубами для спуска закладочного материала устраивают бункер емкостью 25—30 м³, оборудованный люковым затвором.

Преимущества спуска по трубам: высокая производительность; меньшая трудоемкость работ; возможность установки труб в существующих стволах.

Недостатки спуска по трубам: быстрый износ труб и необходимость их замены; возможность спускать только мелкий материал; трудность ликвидации закупорки труб.

По горизонтальным выработкам закладочный материал транспортируют в вагонетках и конвейерами или по трубам — гидравлический и пневматический транспорт. При самотечной и скреперной закладке наиболее распространен электровозный транспорт в вагонетках.

§ 3. САМОТЕЧНАЯ И МЕХАНИЧЕСКАЯ ЗАКЛАДКА

Перемещение закладочного материала под действием собственного веса (самотеком) с поверхности до закладочного горизонта и транспортирование его конвейерами или скреперами по горизонтальным выработкам до закладываемого блока широко распространено в практике.

Самотечным размещением закладки в выработанном пространстве блока пользуются: при системах разработки рудных тел небольшой мощности наклонными слоями с закладкой и мощных рудных тел — системами с креплением и закладкой; для заполнения камер, отработанных системами с магазинированием руды и подэтажными штреками; для перепуска закладки с вышележащих этажей.

Перемещение закладочного материала под действием собственного веса имеет следующие преимущества: простота и гибкость, отсутствие необходимости в каком-либо оборудовании и в энергии, минимальные затраты труда на производство работ.

Различные случаи применения самотечной закладки рассмотрим на конкретных системах разработки.

Размещение закладочного материала в блоке конвейерами не получило распространения в практике. Примеры размещения закладки в блоке скреперами будут рассмотрены при описании систем разработки горизонтальными слоями с закладкой и с креплением и закладкой.

Достоинство скреперного размещения закладки — возможность использовать в блоке одно и то же (скреперное) оборудование как для доставки руды, так и для размещения закладки. Скрепер не требует предварительной подготовки материала, процесс размещения закладки скрепером прост и гибок.

Недостатки: малая плотность создаваемого закладочного массива, невозможность заполнения закладываемого пространства на всю высоту, значительная затрата немеханизированного труда в процессе закладки, низкая производительность.

В тех же условиях, в каких применяют скреперную доставку закладочного материала, предпринимали попытки использовать метательные закладочные машины барабанно-ленточного типа. Однако ввиду быстрого износа ленты, необходимости в специальном вспомогательном оборудовании для равномерной подачи материала, сложности передвижения машины этот способ закладки в практике не нашел применения.

§ 4. ГИДРАВЛИЧЕСКИЙ ТРАНСПОРТ ЗАКЛАДОЧНОГО МАТЕРИАЛА

Смесительные устройства, из которых закладочный материал в смеси с водой по трубам подают к закладываемому очистному пространству, располагают на поверхности или в подземных выработках.

На рис. 191 показана смесительная установка на поверхности для дробленого закладочного материала.

Готовый дробленый закладочный материал разгружают с эстакады 1 в открытый бункер 2 с наклонным днищем. Гидромониторами 3, действующими от насосов 4, закладочный материал смывается через приемное отверстие 7 на грохот 8 с отверстиями 100 мм и с него — во вращающийся перфорированный барабан-грохот 5. Куски породы крупностью свыше 40 мм, оставшиеся в барабане, поступают в валковую дробилку 6 для додрабливания. Вся мелочь (размером меньше 40 мм) струей воды выносится в воронку 9 и далее по трубопроводу транспортируется к закладываемому пространству.

Поверхностные смесительные установки для песчаного закладочного материала (пески, хвосты обоганительных фабрик, гранулированные шлаки) очень просты по устройству — они не имеют дробильного оборудования, подвижных грохотов и насосов.

На рис. 192 показана подземная смесительная установка. Дробленая скальная порода подается с поверхности в железобетонный бункер 1 емкостью около 250 м³, имеющий внизу секторный люковой затвор 3, приводимый в действие тросом 7 от рукоятки 8.

Вода подается в нижнюю часть бункера по трубе 2 при открывании вентиля 9.

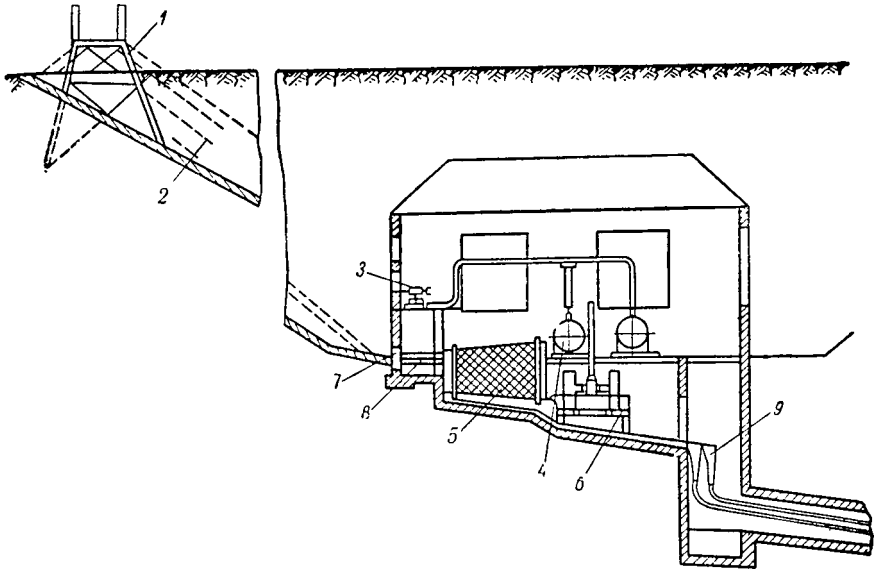


Рис. 191. Поверхностная смесительная установка для гидрозакладки

При небольшом открывании секторного затвора 3 закладочная пульпа начинает поступать через лоток 4 на решетку 6 смесительной воронки 5. Длина лотка 5—8 м, угол его наклона порядка 10—15°. Нижний конец воронки присоединяется к закладочному трубопроводу 10. Консистенция пульпы зависит от количества подаваемой в бункер воды, высоты выпускного отверстия, создаваемого секторным люком, и угла наклона лотка. В процессе работы оператор, стоящий на площадке 11, доводит консистенцию закладочной пульпы до требуемой, регулируя подачу воды вентилем 9 и открыванием секторного затвора рукояткой 8. Оператор также наблюдает за решеткой смесительной воронки, устраняет скопление материала и удаляет крупные куски породы, не прошедшие через решетку. Размер ячеек решетки при работе с дробленым материалом 90X90 мм, а при работе с песком 65X65 мм.

При большой потребности в закладочном материале оборудование в камере можно дублировать.

Контроль постоянства плотности закладочной пульпы и равномерность ее подачи в пульпопровод можно осуществлять автоматически.

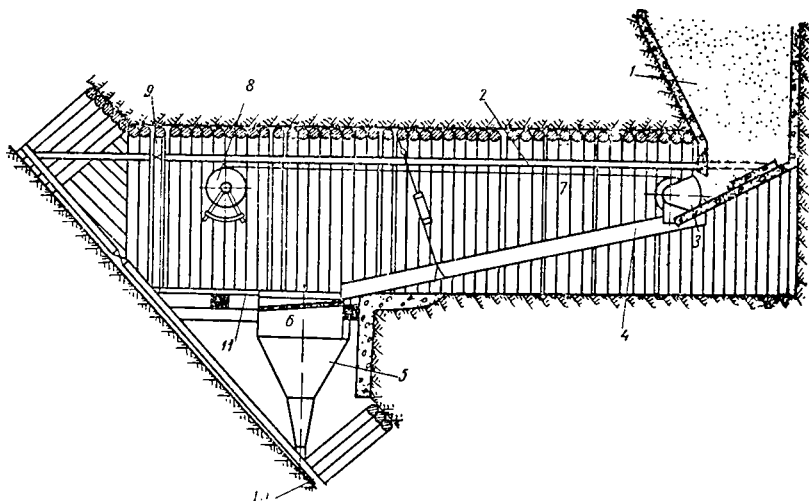


Рис. 192. Схема подземной смесительной установки

Типичный для горнорудной промышленности Канады технологический комплекс гидравлической закладки показан на рис. 193. Особенностью этого комплекса является использование

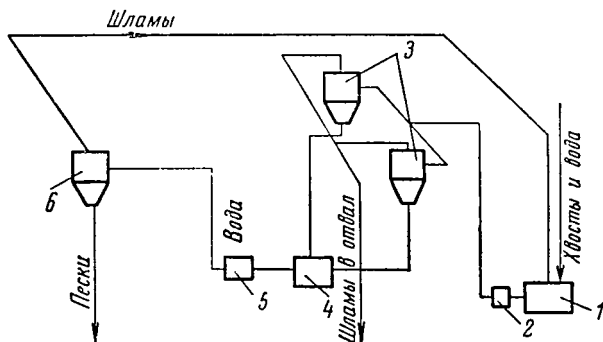


Рис. 193. Технологическая схема классификации хвостов обогатительных фабрик для гидрозакладки

для обесшламливания и классификации хвостов гидроциклонов. Хвосты из отвала доставляются в вагонах к зумпфу 1, где они смешиваются с водой, и насосом 2 подаются в два гидроциклона 3 первой стадии классификации. Выделенные в гидроцикло-

нах пески сливаются в зумпф 4, а шламы отводятся в отвал хвостов.

Из зумпфа 4 пески, разжиженные водой, перекачиваются **Песковым** насосом 5 в гидроциклон 6 второй стадии очистки. Из него пески направляются в агитатор, а затем в подземные выработки по трубам или скважинам. Шламы после гидроциклона 6 отводятся в зумпф 1.

Отношение твердого к жидкому (Т : Ж) принято от 1:1,2 до 1 : 2 (в последнее время до 1:1). Производительность закладочной установки 45—50 м³/ч.

Хвосты обогатительных фабрик, содержащие небольшое количество шламов, а также природные крупнозернистые кварцевые пески, используют для закладки без предварительной классификации и обесшламливания. Иногда ограничиваются простым обесшламливанием путем декантации, т. е. слива шламов с водой в процессе перемешивания материала в баке.

Высокая производительность гидрозакладочных установок достигается при соблюдении следующих условий: в трубопровод не должны попадать крупные куски породы и посторонние предметы; длина лотка в смесительном устройстве должна быть достаточна и угол наклона лотка должен изменяться для того, чтобы получать гидросмесь требуемого насыщения в зависимости от характера закладочного материала; в трубопровод не должен проникать воздух в процессе образования смеси.

Гидросмесь транспортируется в подземные выработки обычно по трубам диаметром от 75 до 200 мм действием напора, создаваемого разностью высотных отметок смесительного устройства и закладываемого пространства. Гидросмесь выбрасывается из трубопровода и растекается по закладываемому пространству. При этом закладочный материал выпадает из потока, образуя закладочный массив, а вода отводится по трубам или по канавам подготовительных выработок к насосам, которые откачивают ее на поверхность.

§ 5. ПНЕВМАТИЧЕСКИЙ ТРАНСПОРТ ЗАКЛАДОЧНОГО МАТЕРИАЛА

При пневматическом транспортировании закладочных материалов по трубам применяют специальные устройства, позволяющие производить загрузку породы в трубопровод, когда он находится под давлением сжатого воздуха.

Такие устройства называются *закладочными машинами*. Их делят на два вида: 1) камерные, действующие периодически; 2) барабанные, работающие непрерывно. Закладочные машины выполняются различных типоразмеров производительностью от 5—8 до 100—120 м³/ч.

Закладочные машины располагаются: на поверхности или в непосредственной близости от нее; в подготовительных выработках на небольшом расстоянии от очистных забоев; непосредственно в закладываемом очистном пространстве. В последнем случае машина служит только для выбрасывания материала и не предназначена для его транспортирования по трубам.

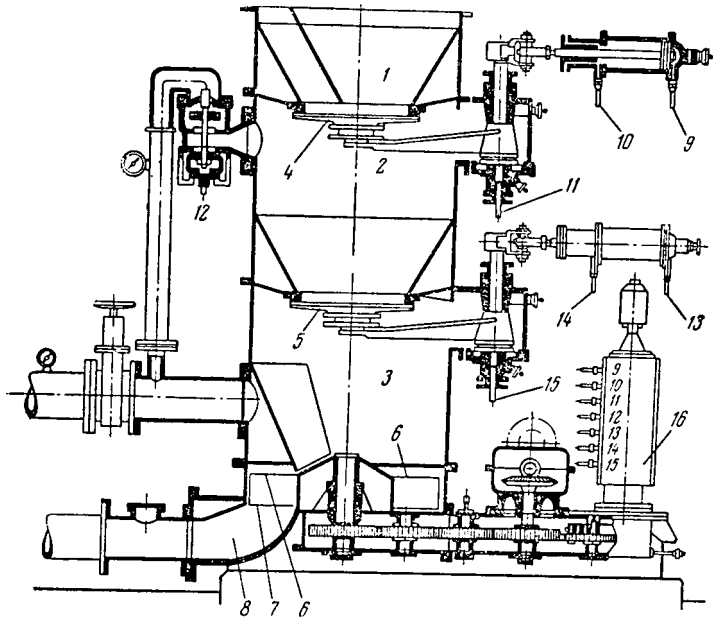


Рис. 194. Двухкамерная пневматическая закладочная машина ПЗМ-1м

В отечественной горнорудной промышленности получили применение закладочные установки второй группы с двухкамерной пневматической закладочной машиной ПЗМ-1м и барабанной машиной БПЗМ-2м. На рудниках небольшой производственной мощности применяют малогабаритные закладочные машины третьей группы, представляющие собой загрузочное устройство непрерывного или периодического действия, оборудованное соплом.

На рис. 194 показана двухкамерная пневматическая закладочная машина ПЗМ-1м, предназначенная для транспортирования закладочного материала на расстояние до 600 м.

Производительность, м ³ /ч	30—35
Расход воздуха на 1 м ³ закладки, м ³	120—180
Давление воздуха в закладочном трубопроводе, ат.	2,2—3,5

Диаметр закладочного трубопровода, мм	150
Габариты, мм:	
длина	3580
ширина	1300
высота	2200
Вес, кг	3620

Сжатый воздух подается в машину от общей шахтной магистрали.

Закладочный материал — дробленую горную породу с кусками размером 60—80 мм — подают из загрузочной воронки 1 в зону действия струи сжатого воздуха через две изолированные одна от другой камеры 2 и 3.

При попеременном открывании заслонок 4 и 5 закладочный материал поступает в начале в камеру 2, а затем в камеру 3. Вращающийся распределительный диск 6 (крыльчатка), расположенный внизу камеры 3 и снабженный вертикальными перегородками, подает закладочный материал к выходному отверстию 7, где он сдувается с диска сжатым воздухом и поступает в закладочный трубопровод 8.

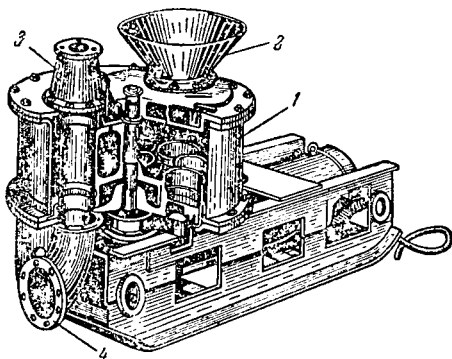


Рис. 195. Барабанная пневматическая закладочная машина БПЗМ-2м

Работой всех частей машины управляют автоматическими клапанами 9—15, которые приводятся в действие двигателем через редуктор и кулачковый вал воздухораспределительной коробки 16.

Барабанная пневматическая закладочная машина БПЗМ-2м конструкции Гипроуглемаша показана на рис. 195. Она состоит из вертикально расположенного цилиндрического барабана 1, имеющего восемь сквозных ячеек и заключенного в закрытый металлический кожух. Закладочный материал загружается через приемную воронку 2. При вращении барабана материал из воронки сыпается последовательно в каждую ячейку. В момент, когда ячейка с материалом переместится в положение, совпадающее с патрубком 3 воздухопровода, закладочный материал выдувается в загрузочный патрубок 4 рабочего трубопровода.

Техническая характеристика машины БПЗМ-2м

Производительность, м ³ /ч	До 80
Давление в рабочем трубопроводе, ат.	3,5
Скорость вращения барабана, об/мин.	20

длина	2350
ширина	.1150
высота	.1320
Вес, кг	2450

Преимущества камерных машин по сравнению с барабанными (в частности, с машиной БПЗМ-2м): меньше падение давления в машине, благодаря чему при том же давлении достигается более высокая производительность; больший срок службы машины. Недостатки камерной машины ПЗМ-1м: больший вес и габариты (особенно высота); больший удельный расход воздуха.

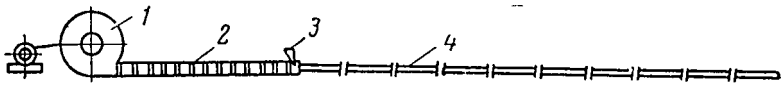


Рис. 196. Схема малогабаритной машины с загрузочным устройством в виде сопла и вентилятором:

1 — вентилятор ВВД-8 или ВВД-9; 2 — воздухопровод диаметром 220 мм; 3 — загрузочная воронка с соплом; 4 — закладочный трубопровод диаметром 150 мм

В зарубежных странах обычно применяют машины барабанные типа, особенно малогабаритные.

Закладочные машины третьей группы с загрузочным устройством в виде сопла бывают двух видов. Первый (рис. 196) состоит из проходческого вентилятора ВВД-8 или ВВД-9, воздухопровода из труб диаметром 200—220 мм, приемной воронки, в которую закладочный материал загружается вибрационным питателем, и закладочного трубопровода диаметром 150—200 мм.

Второй вид представляет собой переносную загрузочную воронку с соплом. Воронка подключается к пневматической шахтной сети; закладочный материал подается по короткому трубопроводу к закладываемому забою.

Такие закладочные машины эффективно транспортируют закладочный материал на расстояние не более 60 м и устанавливаются около закладочных восстающих. Крупность кусков закладочного материала от 5 до 80 мм.

Производительность работы машины первого вида 4—5 м³ закладочного материала при среднем расстоянии транспортирования 40 м. Расход сжатого воздуха 120 м³ на 1 м³ закладки. Расход сжатого воздуха при работе машин второго вида 160 м³ на 1 м³ закладки.

Малогабаритные закладочные машины эффективны для закладки блоков на жилах небольшой мощности, где суточная добыча руды не превышает 40—50 м³. На урановых жильных рудниках применение таких машин вместо скреперной доставки закладки оказывается особенно эффективным.

Эти машины легко можно изготовить в механических мастерских рудника (шахты).

Закладочные машины эжекторного типа не получили применения в горнорудной промышленности.

Достоинства пневматического транспорта закладки: высокая производительность установок; простота и маневренность транспорта и размещения закладочного материала; достаточная плотность возводимого закладочного массива.

Недостатки: очень высокий расход сжатого воздуха; повышенные требования к качеству закладочного материала; быстрый износ трубопровода и арматуры абразивным материалом; сильное пылеобразование. Пневматическую закладку ввиду этих недостатков при разработке рудных месторождений применяют редко.

§ 6. ЗАКЛАДОЧНЫЕ ТРУБОПРОВОДЫ

Магистральные трубопроводы собирают из стальных цельнотянутых труб длиной 5—6 м со стенкой толщиной 9—12 мм. Диаметр труб определяется расчетом. Наиболее распространены трубы диаметром 150—200 мм. Размер наибольших кусков закладочного материала должен быть, по крайней мере, в 2,5 раза меньше диаметра трубопровода. Для гранулированного шлака достаточен диаметр труб 100—125 мм. Трубы соединяют вращающимися фланцами с резиновой прокладкой. Для удлинения срока службы трубы магистрального трубопровода после пропуска 15—20 тыс. м³ закладочного материала поворачивают на угол 120°. Как показала практика работы шахт Кузбасса, применение труб, футерованных плавленым базальтом, удлиняет срок службы трубопровода при работе на кусковых материалах в два раза.

Разводящий трубопровод для облегчения сборки и разборки собирают из труб длиной 2 м со стенкой толщиной 3 мм и быстроразъемными соединениями. Для укладки материала в выработанном пространстве на конец трубопровода надевают поворотное сопло с суживающимся концом, чтобы увеличить скорость вылета кусков для уплотнения закладочного массива.

На ряде рудников Канады в последнее время для разводящих и рабочих трубопроводов успешно используют трубы из пластмассы «черный карлон». Такие трубы легки, достаточно прочны и значительно экономичнее стальных.

Магистральный трубопровод необходимо укладывать прямолинейно, с постоянным уклоном в сторону движения материала. Неправильная укладка может вызвать закупорку трубопровода и гидравлические удары.

Трубы укладывают по почве выработок или подвешивают к рамам крепи металлическими канатами; соединяют их с помощью быстроразъемных соединений. В вертикальных выработках

трубопроводы прикрепляют к крепи хомутами и через каждые 30—50 м укладывают на опорные башмаки. Стенки стальных трубопроводов изнашиваются на 1 мм после пропуска около 22 тыс. м³ закладочного материала.

При пневматическом транспорте движение материала по трубам происходит со скоростью до 30—40 м/сек и более, вместо 3—4 м/сек при гидравлическом транспорте. Абразивность закладочного материала в сочетании с большой скоростью вызывает быстрый износ трубопровода, особенно в местах закруглений. Поэтому арматура закладочного трубопровода должна иметь максимальную износостойчивость и обеспечивать легкость сборки и разборки для замены изношенных деталей.

Магистральный трубопровод состоит из стальных цельнотянутых труб длиной 5—6 м со стенкой толщиной 8—10 мм. Забойный трубопровод собирают из коротких двухметровых труб со стенкой толщиной 3—4 мм. Средний срок службы труб магистрального трубопровода определяется пропуском до 60 тыс. м³ глинистого сланца и около 25 тыс. м³ песчаника.

§ 7. ТЕХНОЛОГИЯ ВОЗВЕДЕНИЯ ЗАКЛАДОЧНОГО МАССИВА

Гидравлическую закладку чаще всего применяют при разработке рудных месторождений горизонтальными слоями с закладкой или с креплением и закладкой.

Подготовка выработанного пространства блока для закладки состоит в возведении перемычек и отшивок, удерживающих закладочный массив, в устройстве дренажных каналов для стока воды и тонких шламов.

Для предотвращения выноса мелочи и ила па подошве первого закладываемого слоя укладывают прочный настил. Наружные стенки восстающих и рудоспусков обшивают тесом. Все неплотности и щели законопачивают сеном или паклей.

Закладочный трубопровод обычно прокладывают па полную длину блока (камеры), а затем по мере возведения закладочного массива укорачивают.

Если закладочный материал плохо отдает воду, то на месте стока гидросмеси (обычно на одном из флангов закладываемого блока) воду со взвешенными в ней частицами глинистого материала собирают, образуя «прудок». Для удаления этой воды в закладочном массиве по всей его высоте, там где образуется «прудок», прокладывают дренажные трубы (рис. 197), обычно деревянные с отверстиями в стенках. Трубы сверху обтягивают мешковиной, чтобы они не забивались мелким песком и не происходило выноса его вместе с илом. Вынос ила в зависимости от качества закладочного материала составляет 2—5% общего веса закладочного материала.

Процесс возведения закладочного массива начинается после сообщения о готовности забоя к приему закладочного материала-

да и промывки водой в течение 3—4 мин рабочего трубопровода. В смесительную установку после этого подают закладочный материал и воду. Образовавшуюся гидросмесь через затвор и лоток выпускают на решетку смесительной воронки. Оператор в процессе выпуска регулирует плотность гидросмеси и доводит ее до требуемой, одновременно устраняя скопление на решетке смесительной воронки материала и крупных кусков породы.

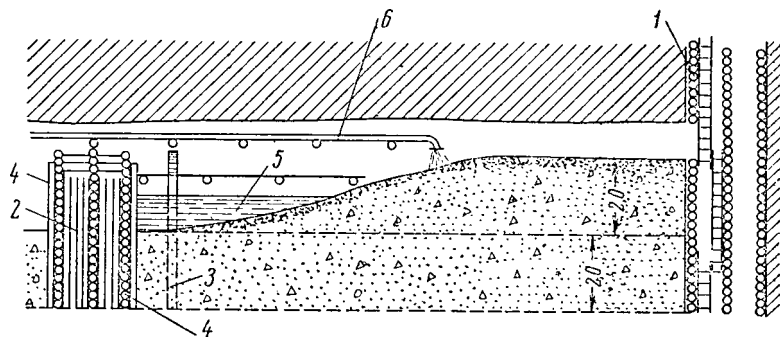


Рис. 197. Схема гидрозакладки слоя:

1 — восстающий; 2 — рудоспуск; 3 — деревянная дренажная труба; 4 — наружная обшивка рудоспуска; 5 — прудок воды; 6 — пульпопровод

Вода вместе с мелкими фракциями закладочного материала, фильтруясь через закладочный массив, спускается на откаточный горизонт и, пройдя через водоотстойник, поступает в водоотливную канаву, по которой вместе с шахтной водой стекает в водосборник.

Примером успешного применения гидравлической закладки служит медный рудник «Пышма» (Урал), где в качестве закладочного материала использовали обесшламленные хвосты обогатительной фабрики (рис. 198).

Закладочная установка состоит из трубопровода 1, по которому хвосты обогатительной фабрики транспортируются до зумпфа 2, грязевого насоса 3, подающего пульпу из зумпфа к речному классификатору 4. Выделенные в нем пески отводятся в смеситель 5, а шламы сливаются в отвал. Центробежный песковый насос 6 по пульпопроводу 7 диаметром 50 мм транспортирует песчаную пульпу (20% песка и 80% воды) из смесителя к выработанному пространству 8. Скорость движения пульпы летом 3,5—4 м/сек, зимой — 5 м/сек.

В очистном пространстве па высоту закладываемого слоя возводят рудоспуски из сплошной срубовой крепи с обшивкой изнутри и снаружи досками. После этого снимают с поверхности закладочного массива пастил, прокладывают пульпопровод и вводят по нему в выработанное пространство песчаную пульпу. По мере заполнения слоя закладной пульпопровод укорачивают,

снимаемая звенья труб длиной 3 м. Дренажируемая вода собирается в шахтном водосборнике и после осветления перекачивается на поверхность, где снова попадает в сеть гидравлического транспорта.

В результате замены сухой породной закладки гидравлической производительность труда подземных рабочих рудника возросла на 30%, а себестоимость добычи 1 т руды снизилась на 25%. Выемочный слой объемом 500—600 м³ закладывают за 4—5 суток.

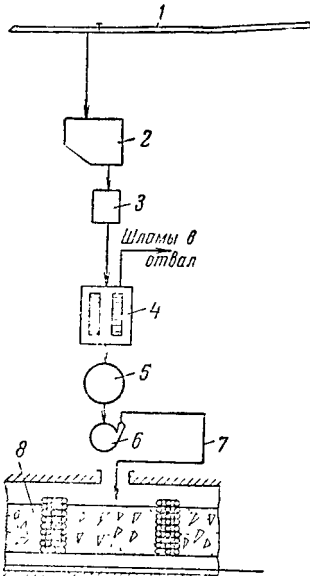


Рис. 198. Технологическая схема гидравлической закладки хвостами обогатительной фабрики

Важной задачей при гидравлической закладке является осаждение из отработанной воды мелких взвешенных частиц закладочного материала (вызывающих механический износ и порчу насосов), прежде чем эта вода попадает в водосборник шахтной насосной станции. Для этой цели недалеко от водосборника устраивают водоотстойники. Площадь поперечного сечения водоотстойника принимается с таким расчетом, чтобы скорость движения в нем воды не превышала 2—4 мм/сек; при этой скорости осаждаются особенно вредные для насосов частицы крупностью 0,2 мм. Расчетом, исходя из полного осаждения таких частиц, может быть определена также длина водоотстойника. Обычно устраивают два водоотстойника с тем, чтобы во время чистки одного из них, другой находился в действии. Иногда для

ускорения осаждения илистых фракций в водоотстойниках на решетку смесительной воронки подают известковое молоко в количестве около 1 кг извести на 1 г закладочного материала.

Производительность гидрозакладочных установок изменяется в широких пределах и может достигать 60—100 м³/ч.

Применение гидравлической закладки на отечественных рудниках становится все более актуальным в связи с понижением горных работ на большие глубины, где вести разработку без закладки трудно, а иногда и невозможно.

Достоинства гидравлической закладки: 1) высокая плотность создаваемого закладочного массива, его минимальная усадка и возможность наиболее полного (по сравнению с другими способами) заполнения выработанного пространства; 2) непрерывность и интенсивность процесса закладки, возможность транспортирования закладочного материала с поверхности до места

укладки без применения обычных средств транспорта и с очень малом затратой труда человека; 3) простота и надежность работы оборудования. Все эти достоинства по своей совокупности **Б** определенных условиях оказываются более существенными, чем недостатки гидравлической закладки: 1) относительно высокие первоначальные затраты на оборудование; 2) обводнение и загрязнение горных выработок; 3) необходимость последующего удаления на поверхность большого количества воды.

Неправильное представление о дороговизне гидравлической закладки основано на старом опыте и не всегда рациональном выборе технологии закладочных работ. Примером экономического сравнения гидравлической и сухой закладки служит рудник «Эльдорадо» (Канада), где стоимость 1 *m* уложенной гидравлической закладки из хвостов обогатительной фабрики составила 0,82 долл. вместо 1,79 долл. для ранее применяемой сухой закладки. Соответственно стоимость закладки на 1 *m* добытой руды снизилась с 0,94 до 0,45 долл. Одновременно при переходе с сухой на гидравлическую закладку почти на 50% возросла интенсивность очистной выемки, сократились расходы на ремонт крепи выработок и повысилась безопасность работ в блоке.

Возведение закладочного массива при пневматической закладке состоит из подготовки выработанного пространства к закладке, сооружении отшивок, служащих для удержания закладки на границах закладываемого участка, и собственно укладки материала в массив.

Закладочный материал поступает в выработанное пространство из выхлопного конца трубопровода, который находится от массива на расстоянии обычно не более 5 м. За качеством укладки закладочного материала периодически ведется наблюдение после остановки машины. Направление подачи материала изменяют поворотом отвода, надеваемого на конечную трубу, или с помощью специальной отражающей насадки, укрепляемой на последней трубе.

Для уменьшения пылеобразования закладочный материал перед выходом из трубопровода увлажняют. Для этого в начале закладываемого участка в трубопровод вставляют патрубок с наклонно приваренной короткой трубой диаметром 25—30 мм. На эту трубу надевают резиновый шланг для подачи воды внутрь трубопровода (60—70 л на 1 м³ закладки).

§ 8. ОСОБЫЕ ВИДЫ ЗАКЛАДКИ

В последнее время для закладки используют такой материал, который после его размещения в выработанном пространстве обладает способностью схватываться, отвердевать, превращаясь в монолитный массив.

Такую закладку принято называть *схватывающейся*, или *твердеющей*.

К числу присадок, используемых для приготовления твердеющей закладки, при подземной разработке рудных месторождений можно отнести: цемент; молотый доменный шлак; известь-пушонка; хвосты обогатительных фабрик, содержащие сульфиды; обожженные хвосты обогатительных фабрик, содержащие карбонаты, силикаты и другие соединения Ca, Mg и Al.

Глинизированная закладка представляет собой обычную закладку из кусков пустой породы, которая в процессе возведения поливается густым глинистым раствором, иногда с примесью цемента или других вяжущих. Проникая в промежутки между кусками породы и заполняя их, глина превращает закладочный материал в довольно плотный массив, способный стоять, не обрушаясь, при обнажении его в вертикальной плоскости на высоту до 3—4 м и на площади до 20—30 м². Вследствие недостаточной прочности и надежности глинизированная закладка не получила широкого распространения.

Цементация закладки из кусков породы путем введения в нее вяжущего вещества может быть: полной, когда вяжущее вводится в закладку относительно равномерно, или частичной, когда вяжущее вводится только по контуру закладочного массива.

Ниже приведено описание наиболее перспективных видов твердеющей закладки и технологии ее производства.

Бетонозакладка применяется в основном для заполнения выработанных пространств между целиками или блоками руды с целью облегчить последующую их выемку.

Доставку бетонозакладки в выработанное пространство осуществляют в приготовленном виде самотеком или бетононасосами по трубам. Часто закладочный материал размещается в выработанном пространстве слоями толщиной 1—1,5 м и поливается сверху раствором вяжущего.

На Зырянском руднике (Алтай) закладка изготавливается из песчано-гравийной смеси (крупностью до 50 мм) - 1,3—1,4 м³ на 1 м³ бетона, 100—110 кг цемента и 80—100 л воды на 1 м³ бетона. Песчано-гравийную смесь спускают с поверхности по трубам диаметром 500—600 мм. На закладочном горизонте, под восстающим, по которому проложены трубы, песчано-гравийная смесь в бетономешалке смешивается с цементом и водой и в опрокидных вагонетках емкостью 0,8 м³ транспортируется к закладываемым камерам.

На руднике «Текели» бетонозакладку готовят на поверхности и транспортируют до места закладки по трубам самотеком, с поддувом сжатым воздухом по горизонтальных участках трассы. Состав бетонозакладки на 1 м³: щебенки крупностью до 20 мм — 0,9 иг³, песка 0,36 л³, цемента около 300 кг и воды 600 л.

На некоторых рудниках для бетонозакладки пользуются тощим бетоном, не содержащим щебня или гравия.

Так, например, на Гайском медном руднике бетонозакладка готовится из смеси (на 1 м³): крупнозернистого песка 1,2 м³, цемента 270 кг и воды 210 л. На руднике «Оутокумпу» (Финляндия) на 1 м³ закладки расходуют около 0,3 м³ хвостов обогатительной фабрики, 0,6 м³ песка, 125 кг цемента и 250—300 л воды.

Бетонозакладка приобретает со временем достаточно высокую прочность. На Зырянском руднике временное сопротивление закладки на сжатие через месяц составляет 40—50 кг; на руднике «Текели» прочность в разных местах закладочного массива значительно меняется — от 10—20 до 120—150 кг. На Гайском руднике закладка из тощего бетона имеет временное сопротивление на сжатие около 60 кг/см², а на руднике «Оутокумпу» 30—40 кг/см².

С большим успехом применяется твердеющая закладка, в основу которой в качестве связующего входит молотый доменный шлак. Закладочная смесь состоит (на 1 м³) из 1200 кг песка, 400 кг доменного шлака и 350—380 л воды.

Для приготовления закладочной смеси на поверхности около ствола вспомогательной шахты построен закладочный комплекс. Здесь гранулированный доменный шлак после измельчения в шаровой мельнице поступает в виде пульпы в смеситель непрерывного действия производительностью 50 м³/ч, где он смешивается с песком в указанной выше пропорции.

К месту производства закладки закладочная смесь подается самотеком по трубам.

Стоимость 1 м³ закладки при полном освоении технологии ее производства не превышает 2,2 руб.

Закладочный массив оказывается очень прочным — от 50 до 120 кг/см² (при возрасте соответственно 3 и 6 месяцев) и выдерживает, не обрушаясь, обнажения в горизонтальной плоскости на площади до 500 м² (20 X 25 м) и в вертикальной плоскости свыше 700 м².

Применение такой твердеющей закладки позволило вести опережающую отработку богатых руд без нарушения бедных, эффективно извлекать междуэтажные и междуканальные целики богатых руд камерными системами и с магазинированием.

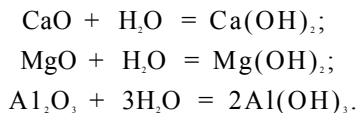
Такой вид твердеющей закладки имеет перспективы широкого применения, особенно на больших глубинах.

Исследования показали, что хвосты обогатительных фабрик на некоторых рудниках содержат карбонаты, силикаты и другие соединения Ca, Mg и Al. Обжиг таких хвостов при температуре 800—1000° С приводит к образованию CaO, MgO, Al₂O₃, которые активно поглощают воду из закладочной пульпы и цементируют ее в прочный массив.

В закладочной пульпе, состоящей из 30% обожженных и 70% необожженных тонкозернистых хвостов с отношением Г : Ж =

1,8:1, вода практически полностью поглощается в процессе реакции превращения окислов Ca, Mg и Al в гидраты окиси, а обезвоженный закладочный массив отвердевает. При этом чем тоньше частицы хвостов, тем активнее протекает процесс поглощения воды и твердения. Необходимость обесшламливания хвостов даже при самом тонком помоле руды на фабрике благодаря сказанному полностью исключается.

Поглощение воды, заключенной в закладочной пульпе, происходит по реакциям:



Временное сопротивление отвердевшей закладки из смеси 25% обожженных и 75% необожженных хвостов Миргалимсайской обогатительной фабрики через месяц составляет 12—15 $\text{кг}/\text{см}^2$ (т. е. 120—140 $\text{т}/\text{м}^2$). Со временем прочность такой закладки становится еще выше. Так как закладка из тонкозернистых хвостов имеет равномерное и монолитное строение, то при относительно небольшом временном сопротивлении на сжатие она способна выдерживать значительные обнажения вертикальных стенок. Это является основным и достаточным условием для того, чтобы под защитой массива из такой закладки можно было вести выемку рудных целиков.

Описанная технология приготовления твердеющей закладки из хвостов обогатительных фабрик имеет довольно широкие перспективы для применения в разнообразных горногеологических условиях.

§ 9. ОСНОВНЫЕ ВИДЫ И ВАРИАНТЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ

В зависимости от направления подвигания очистной выемки и формы очистного забоя можно выделить основные группы систем разработки: 1) горизонтальными слоями с закладкой; 2) наклонными слоями с закладкой; 3) потолкоуступные с закладкой; 4) сплошные с закладкой; 5) полосами с закладкой.

Различают также системы разработки с очистной выемкой по простиранию, когда длинная сторона блока и подвигание выемки каждого слоя в нем направлены по простиранию рудного тела, и системы с выемкой вкрест простирания. Их применяют редко, так как мощные месторождения разрабатывают обычно системами с обрушением или комбинированными.

Существенное влияние на конструктивные элементы системы, порядок и технологию очистной выемки оказывает источник получения закладочного материала: находится ли он вне блока или

в самом блоке) чаще от подрывки боковых пород или сортировки из руды породных прослоев и включений). Системы с получением закладочного материала в блоке чаще применяются в очень тонких жилах, когда подрывка боковых пород необходима для создания рабочего пространства требуемой ширины.

Особое положение в рассматриваемом классе систем занимает система с поэтажной отбойкой руды на поверхность непрерывно перепускаемого массива закладки. Эту систему применяют крайне редко, поэтому она не введена в классификацию.

**Система разработки
горизонтальными слоями
с закладкой**

Эту систему применяют при отработке тонких и средней мощности крутопадающих рудных тел с богатой относительно устойчивой рудой, со слабыми боковыми породами, непостоянными элементами залегания, с наличием пережимов рудного тела, тектонических нарушений, включений в руде пустой породы.

Возможны отклонения от перечисленных выше условий: боковые породы могут быть устойчивые. В этом случае систему разработки с закладкой (вместо системы с магазинированием) применяют для предотвращения движения вмещающих пород и поверхности; элементы залегания могут быть выдержанными, руда не содержит включений пустой породы и т. д. В этом случае применение системы разработки горизонтальными слоями с закладкой обуславливается аналогичными причинами.

В зависимости от направления выемки слоев в отношении простирания рудного тела можно выделить два варианта системы разработки горизонтальными слоями с закладкой: 1) по простиранию; 2) вкрест простирания.

Разработку горизонтальными слоями по простиранию ведут, как правило, блоками длиной 30—60 м, в редких случаях до 100 м. Небольшая длина блока обуславливается стремлением повысить производительность этажа путем увеличения числа блоков и забоев, так как в каждом блоке может быть в работе только один-два забоя. Кроме того, с уменьшением длины блока снижаются затраты на доставку руды и закладочного материала. При доставке руды и размещении закладочного материала скреперами оптимальное расстояние между восстающими считают 40—50 м. Высота этажа (блока), как правило, не менее 30 м и не более 50 м. Иногда этаж делят на два (очень редко три) подэтажа. В этом случае высоту этажа принимают от 60 до 90 м.

Выемку руды в блоке ведут слоями высотой 1,8—2,5 м.

Вариант системы разработки горизонтальными слоями с закладкой для крутопадающей жилы мощностью 3—5 м показан на рис. 199. В блоке № 1 показан вариант с центральным рудо-

спуском, а в блоке № 2 — с временным magazинированием руды и несколькими рудоспусками.

Подготовительные работы состоят в проведении откаточного штрека 1 на основном горизонте, вентиляционно-закладочного штрека 2 и вентиляционно-закладочных восстающих 3. Рудоспуски 4 возводят по мере подвигания вверх очистной выемки.

При мощности рудного тела до 2—2,5 м и достаточно устойчивых боковых породах откаточный штрек проводят на всю мощность и закрепляют распорной крепью с затяжкой кровли горбы-

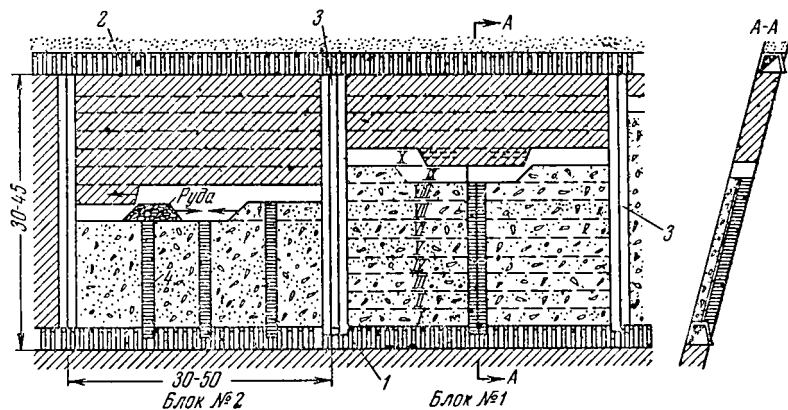


Рис. 199. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой:

1-X — слои

лями или накатником. Если боковые породы недостаточно устойчивы, то штрек крепят неполными (одинарными или спаренными) крепежными рамами вразбежку. В более мощных рудных телах штрек проводят у лежачего бока; целик руды, остающийся у висячего бока, обрабатывают при погашении штрека.

Вентиляционно-закладочные восстающие имеют два или три отделения—лестничное и закладочное или лестничное и по обе стороны его закладочные.

Очистную выемку обычно начинают с уровня кровли штрека.

После выемки первого слоя на крепь штрека укладывают прочный настил и в местах, намеченных для образования рудоспусков, сооружают люки. Вслед за подвиганием выемки второго слоя выработанное пространство первого слоя заполняют закладочным материалом, а над люками возводят рудоспуски, закрепляя их срубовой или распорной крепью.

Так как руду в третьем и во всех последующих слоях отбивают над закладкой, то во избежание потерь рудной мелочи поверхность ее покрывают плотным дощатым настилом.

Откос закладки обычно располагается под работающим уступом (блок № 1, правый уступ), следуя за ним. Иногда откос

закладки отстает от уступа (блок № 1, левый уступ), и около уступа остается незаложенное пространство, равное по высоте двум слоям. Это делают для того, чтобы можно было совмещать во времени отбойку руды и закладку, а также не покрывать настилом неровный откос каждый раз перед взрыванием шпуров. Такой порядок выемки возможен, когда обнажение руды и боков около рабочего забоя на высоту двух слоев неопасно.

Цикл работ при очистной выемке включает: обуривание уступа; заряджение и взрывание шпуров; разборку забоя; уборку отбитой руды до рудоспуска; снятие настила на участке, подлежащем закладке; заполнение этого участка закладочным материалом, доставляемым из восстающих скрепером или в вагонетках небольшой емкости.

Если руда и боковые породы недостаточно устойчивы, то **В** цикл входит, кроме того, установка временной крепи — распорок, крепежных рам, затяжка боков и кровли.

Перечисленные операции цикла приходится выполнять последовательно; только некоторые из них удается частично совмещать. Цикл обычно занимает две-три смены, из них только одну смену (и даже меньше) затрачивают на бурение, а остальное время необходимо на все другие операции. Этим объясняются низкие производительность и интенсивность выемки блока.

Временное магазинирование руды (см. рис. 199, блок № 2) позволяет совместить бурение, уборку и сортировку руды с закладкой благодаря тому, что последняя отстает от заднего откоса замагазинированной руды на 5—10 м. Полный цикл удается уложить в одну смену, кроме того, облегчаются уборка, сортировка руды и укладка настила; последний лучше сохраняется при взрывании.

Недостаток временного магазинирования — оставление незаложенным пролета длиной 4—6 м па высоту двух слоев, в связи с чем возникает опасность обрушений руды и боковых пород, если они недостаточно устойчивы.

Выемка горизонтальными слоями с уборкой руды и доставкой закладочного материала скрепером показана на рис. 200. В одной половине блока ведут выемку и уборку руды скрепером в рудоспуск. Одновременно в другой половине блока закладывают пространство ранее отработанного слоя (для доставки закладочного материала также используют скрепер).

На рис. 201 показан вариант системы разработки горизонтальными слоями с гидравлической закладкой, применяемой на Пышминском руднике (Урал) при разработке крутопадающих жил небольшой мощности.

На флангах блока расположены восстающие 1 в два отделения — материальное и ходовое; по материальному отделению подают в забой необходимые материалы и прокладывают закладочный трубопровод.

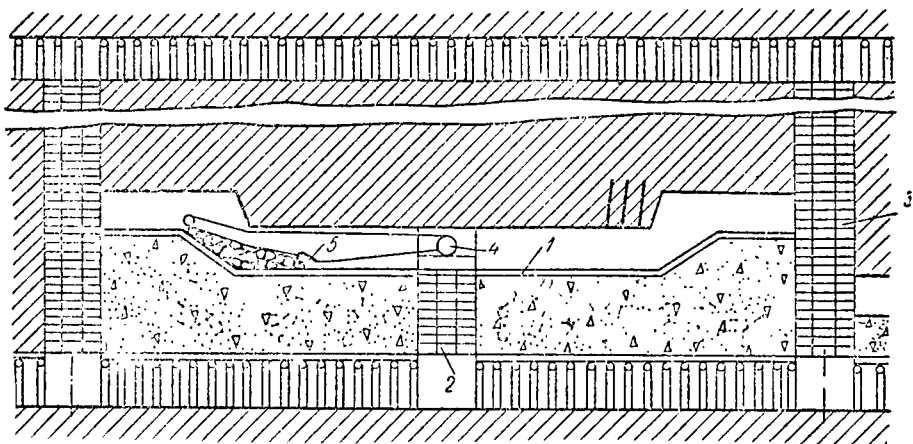


Рис. 200. Выемка горизонтальными слоями с доставкой руды и закладочного материала скрепером:

1—настил; 2—рудоспуск и ходок; 3—восстающий; 4—скреперная лебедка; 5—скрепер

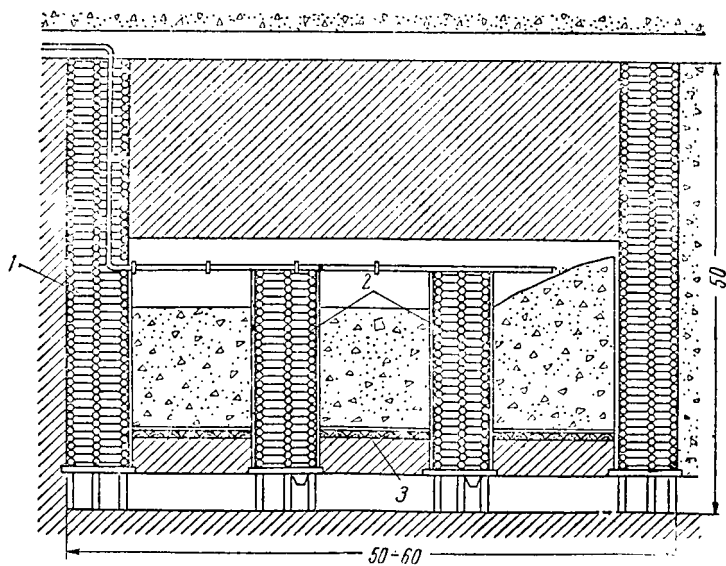


Рис. 201. Система разработки горизонтальными слоями с гидравлической закладкой

В надштрековом целике через 8—10 м проходят рудоспуски 2, которые на высоте 3 м над кровлей штрека сбивают подсечной выработкой. На подошву этой выработки укладывают прочный настил 2 из двух слоев горбылей (или круглого леса — накатника) и досок.

Закладку вводят в блок после выемки двух слоев руды. Первый слой высотой 1,5 м вынимают обычным способом с флангов, а второй слой отбивают сразу по всей длине блока восходящими шпурами. После уборки руды снимают настил и подают гидравлическую закладку (обесшламленные хвосты обогатительной

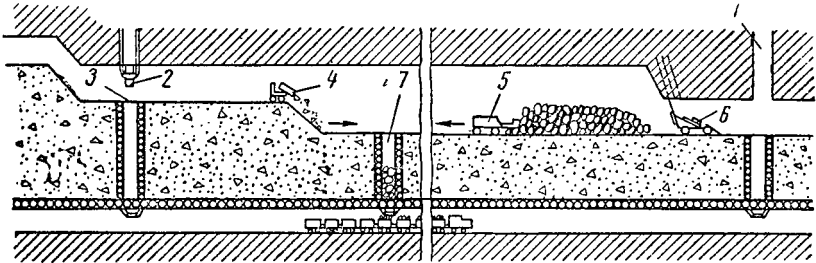


Рис. 202. Механизация доставки руды и закладочного материала на руднике «Монтевеккио»:

1 — закладочные восстающие; 2 — люк с пневматическим управлением; 3 — грохот; 4 — самоходная вагонетка; 5 — саморазгружающийся транспортный агрегат; 6 — буровая каретка; 7 — рудоспуск

фабрики), оставляя под кровлей свободное пространство высотой 0,7—0,8 м. На поверхность закладки перед выемкой нового слоя укладывают настил.

На рис. 201 показан процесс возведения закладочного массива в крайней правой секции блока. Следующей закладывается средняя, а затем крайняя левая секция блока.

На рис. 202 показан комплекс механизации бурения, доставки руды и закладки при разработке горизонтальными слоями с закладкой на свинцово-цинковом руднике «Монтевеккио» (Италия). Применение такого комплекса позволило заметно увеличить производительность труда и сократить необходимое число рудоспусков и закладочных восстающих.

Специфические условия разработки характерны для многих урановых месторождений жильного типа. Жилы часто имеют крайне неравномерное оруденение в виде гнезд разнообразных размеров. Закономерности в расположении гнезд в пределах блока разведкой заранее установить не удастся. До начала отработки блока имеются данные о возможных размерах гнезд («пятен») и их размещении в плоскости жилы только по аналогии с отработанными соседними этажами и блоками.

В таких условиях успешно применяют вариант системы разработки горизонтальными слоями с закладкой боковыми поро-

дами или жильными породами, не содержащими уранового оруднения, отбиваемыми по мере выемки слоя (рис. 203).

Блок длиной 50—60 м и высотой 30—60 м имеет по концам восстающие в два отделения, закрепленные распорками с обшивкой или (реже) срубной крепью. Одно отделение служит для размещения лестниц, а второе — для труб диаметром 300 мм, по ко-

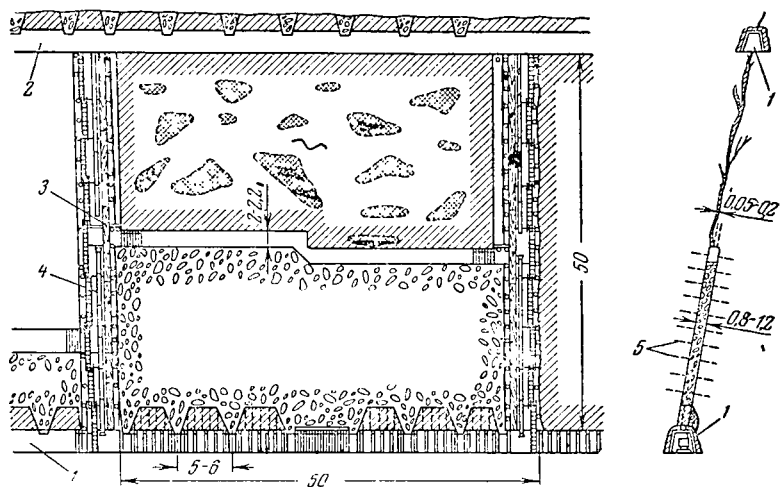


Рис. 203. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой боковыми породами от раздельной выемки:

1 — откаточный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — деревянный желоб; 4 — трубопровод диаметром 300 мм для спуска руды; 5 — каротажные шпур

торому выдают рядовую рудную массу, и желоба, по которому осуществляют подъем и спуск материалов, инструмента и ящиков с богатой рудой.

При проведении штрека в его кровлю и бока бурят каротажные шпур глубиной 1,5—2 м, и если в кровле обнаруживается руда, то ее сразу вынимают, а штрек на этом участке тщательно закрепляют крепежными рамами.

Первый подсечной слой вынимают в 2—2,5 м над штреком, оставляя надштрековый целик. Если в подошве этого слоя обнаруживается руда, то ее извлекают, а образовавшиеся пустоты закладывают породой. Через 5—6 м в надштрековом целике проходят породоспуски, внизу которых устраивают луковые зазоры.

Последующие (над подсечным) слои вынимают с обоих флангов блока одновременно, реже с одного фланга. Шпур бурят горизонтально или по восстанию; в последнем случае выемка слоя происходит интенсивнее. Все пробуренные шпур каптируются.

На безрудных участках отбойку ведут без предварительной укладки настила на закладочный материал. Избыток пустой породы, не вмещающийся в выработанном пространстве, выпускают через породоспуски, как при системах с магазинированием руды, или (реже) убирают его в породоспуски, устраиваемые во фланговых восстающих.

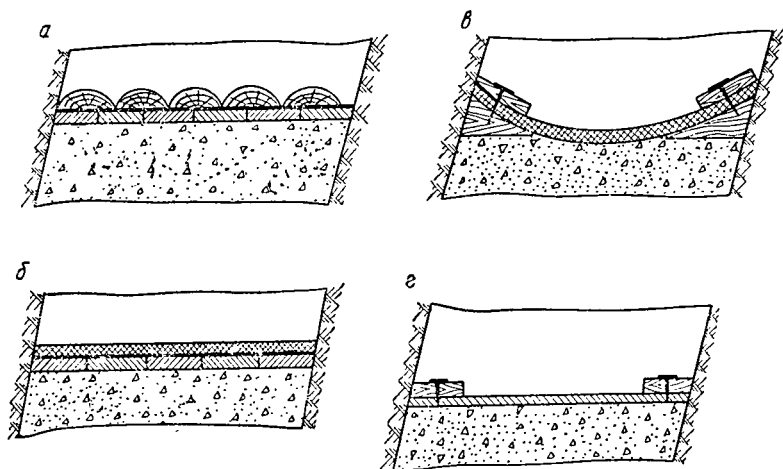


Рис. 204. Конструкции настилов

На участках, где обнаружены рудные гнезда, отбойку ведут в зависимости от наличия богатой руды — урановой смолки — и ее крепости буровзрывным способом или отбойными молотками. Богатую руду и рудную массу отбивают отдельно на плотный настил. Богатую руду обычно погружают в ящики и в них доставляют по откаточный штрек. Рядовую рудную массу доставляют до рудного трубоспуска и на откаточном штреке погружают в вагонетки.

Очень большое значение как для снижения потерь отбитой руды, так и для уменьшения трудоемкости работ по укладке настилов имеют устройство, плотность и надежность настилов.

На рис. 204 показаны различные устройства настилов, применяемые на урановых рудниках.

Настил из брезента, обрезных досок и горбылей (рис. 204, а) требует большой затраты труда и времени на укладку, снятие и переноску. То же относится и к настилу (рис. 204, б) из брезента, конвейерной ленты и обрезных досок. Очень удобен — быстро укладывается, снимается и переносится — настил из использованной конвейерной ленты (рис. 204, в). Настил из стальных листов (рис. 204, г) толщиной 3 мм, длиной 2 м и шириной 0,7; 0,5 и 0,3 м требует в три-четыре раза меньше времени и труда

на укладку и снятие, чем настилы из досок и брезента. Стальные листы укладывают друг на друга внахлестку. Поверх настила вдоль неровных боков очистного пространства укладывают «контурные» доски. Контрольные опробования закладки под металлическим настилом показали, что потери металла в закладке через неплотности такого настила не превышают 1,5—2%. При деревянных двухслойных настилах эти потери составляют не менее 4—5%.

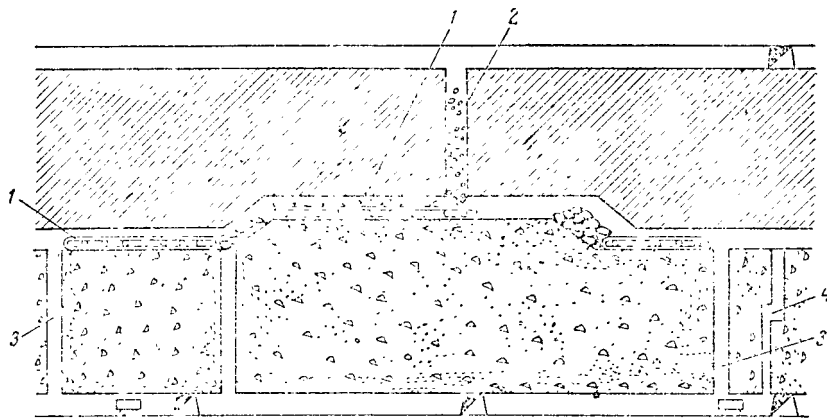


Рис. 205. Вариант системы разработки горизонтальными слоями с конвейерной доставкой руды и закладочного материала:

1 — конвейер; 2 — закладочный восстающий; 3 — рудоспуск; 4 — ходовой восстающий

На некоторых рудниках Канады и ФРГ пользуются торкретированием поверхности закладочного материала, для чего ее тщательно разравнивают и наносят на нее раствор быстротвердеющего бетона. Образовавшийся слой толщиной 10—20 см совершенно предотвращает просыпание рудной мелочи и пыли в закладку и может служить хорошим основанием для скрепления.

Для механизации бетонных работ используют передвижной агрегат, состоящий из бетономешалки производительностью до 5—7 м³ бетона в час и пневмонагнетателя с герметическим резервуаром емкостью 0,1 м³. Бетонную массу нагнетают к месту укладки по стальным трубам диаметром 150 мм сжатым воздухом под давлением 6—7 ат. Производительность агрегата около 15 м³/смену.

Эффективен в определенных условиях вариант системы разработки горизонтальными слоями с доставкой руды и закладки ленточными конвейерами (рис. 205). Основным недостатком этого варианта системы — трудоемкость и сложность перестановки конвейеров, трудность предохранения их от действия взрывов, большой объем немеханизированных работ по подкидке руды и породы, монтажу и демонтажу оборудования.

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой для мощных месторождений отличается от описанного варианта подготовкой основного горизонта, расположением восстающих, рудоспусков и порядком очистной выемки. Выемка горизонтальными слоями мощных рудных тел применяется редко, поэтому ее описание не приводим.

Система разработки наклонными слоями с закладкой

Для облегчения доставки отбитой руды и размещения закладки, используя силу тяжести, выемку ведут слоями с углом наклона к горизонту $30\text{--}40^\circ$. Соответственно такой же угол наклона имеет поверхность закладочного материала.

Выемку наклонными слоями по простиранию, как правило, не применяют при мощности рудного тела более $3\text{--}4$ м, так как использовать силу тяжести для перемещения руды и закладочного материала в широких забоях трудно. Кроме того, в широком наклонном забое усложняется контроль за состоянием кровли.

Эту систему применять в рудных телах с мощностью $0,7\text{--}0,8$ м нельзя, так как невозможно сортировать руду на наклонном настиле и оставлять в забое отсортированную пустую породу. Кроме того, резкое изменение мощности рудного тела, наличие оруденения и прожилков в боковых породах, включений и прослоев в рудном теле пустой породы также исключают возможность применения этой системы.

При угле падения менее 60° много труда затрачивается на перегребку закладочного материала и руды. Выемка наклонными слоями эффективна при углах падения рудного тела более 60° . Выемку наклонными слоями можно вести только в устойчивой руде. В слабых боковых породах она в обычных вариантах непригодна. По сравнению с выемкой горизонтальными слоями область применения выемки наклонными слоями значительно уже, чем главным образом и объясняется ее малое распространение в практике.

В рудных телах мощностью больше $4\text{--}5$ м вместо обычного варианта выемки по простиранию переходят на наклонные слои простирания.

На рис. 206 показан вариант системы разработки наклонными слоями с закладкой в крутопадающей жиле.

Откаточные штреки 1 и 2 проводят по руде на расстоянии по вертикали (высота этажа) $30\text{--}45$ м. Восстающие 3 в три отделения — два закладочных по краям и лестничное между ними — обслуживают каждый по два соседних блока. Длина блока от 20 до $30\text{--}40$ м. Максимальную длину блока принимают при небольшой мощности рудного тела, устойчивой руде и блоках и очень крутом падении, минимальную — в противоположных условиях.

Выемка блока состоит из четырех стадий: начального развития очистной выемки; полного развития выемки блока; заключительной доработки верхней части блока и, наконец, выемки подштрекового целика. Три первые стадии обычно следуют одна за другой без перерыва во времени, а выемка подштрекового целика часто задерживается до окончания отработки нескольких блоков или всего крыла этажа.

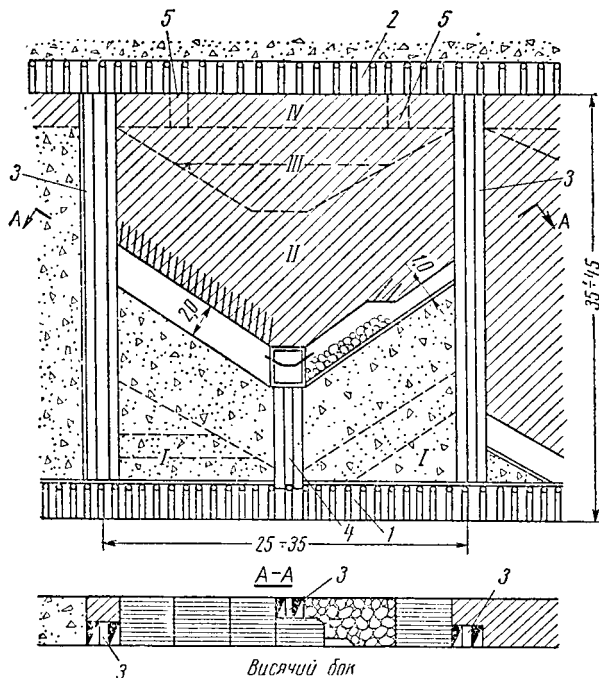


Рис. 206. Система разработки наклонными слоями с закладкой:

I—IV — стадии выемки блока

Первая стадия — выемка наклонными или горизонтальными слоями треугольников руды над штреком.

Вторая — основная *стадия* отработки примерно 60% запасов блока заключается в последовательной выемке снизу вверх наклонных слоев руды.

На рис. 206 слева показан способ отбойки наклонного слоя восходящими шпурами глубиной около 1,8 м, применяемый в очень устойчивой руде и боках. Руду отбивают на настил, уложенный на поверхности закладочного материала. Разборку забоя после взрыва производят сверху вниз; руду выпускают в левое рудное отделение рудоспуска 4, которое сверху перекрывается грохотом. Затем настил очищают от рудной мелочи и убирают.

После этого наращивают рудоспуск 4 и выработанное пространство на высоту 1,8—2 м заполняют закладочным материалом. При толщине вынимаемого слоя руды 2 м обнажение боков в выработанном пространстве перед пуском закладочного материала составляет по высоте около 4 м, что можно допустить только в устойчивых боковых породах.

При менее устойчивой руде и боках отбойку ведут уступами (правое крыло блока) с временным магазинированием слоя руды.

Расстояние от поверхности закладочного материала до кровли после выпуска замагазинированной руды в этом случае не превышает 3 м и бока обнажаются только на короткое время. Иногда закладочный материал подводят почти под самую кровлю, оставляя свободным пространство 20—30 см только для прохода воздуха.

Третья стадия — отработка верхней части блока III над последним наклонным слоем. При этом закладочный материал невозможно подавать из восстающих под действием собственного веса. Для подачи закладочного материала в выработанное пространство в подштрековом целике IV пробивают дучки 5 и участок III обрабатывают горизонтальными слоями.

Если руда имеет отчетливо выраженное преобладающее направление трещин, то в том крыле, где наклон выемочного слоя совпадает с направлением трещин (слоистостью), работа опасна, происходят трудно контролируемые отслоения и массовые вывалы руды. Для избежания этого слои вынимают в блоке только в одном направлении; такие блоки называют односкатными.

Система разработки наклонными слоями с закладкой в определенных горногеологических условиях имеют существенные преимущества перед системой разработки горизонтальными слоями.

Так, на золотом руднике «Райт-Харгривс» (Канада) переход с выемки горизонтальными слоями на выемку наклонными слоями позволил снизить стоимость очистной выемки на 1 т руды с 20 до 18 долл. На руднике «Дергверксвольфварт» (ФРГ) отработка наклонными слоями привела к росту производительности труда забойных рабочих на 40%.

На руднике «Чемпион Риф» (Индия) кварцевую золотосодержащую жилу мощностью 1—1,5 м разрабатывают наклонными слоями с закладкой на глубине от поверхности свыше 3 км, где проявляется высокое горное давление. Наклонные слои толщиной 2,5 м вынимают сплошным забоем по простиранию; выработанное пространство закладывают блоками гранита на цементном растворе.

Однако системы разработки наклонными слоями с закладкой применяют в практике редко ввиду неудобства и повышенной опасности работ на наклонной поверхности; невозможности отбора из рудной массы пустой породы и оставления ее в очист-

ном пространстве в качестве закладки; осложнений, возникающих при нарушении элементов залегания рудного тела; появления в рудном теле породных включений и пережимов.

Система разработки наклонными слоями вкрест простирания с закладкой применяется на практике еще реже, поэтому ее описание не приводится.

Потолкоуступная система разработки с закладкой

Очень тонкие рудные жилы можно разрабатывать с валовой или с отдельной отбойкой руды и вмещающих пород.

Для валовой отбойки забой обуривают сразу на полную ширину очистного пространства и шпуры по руде взрывают вместе со шпурами по вмещающим породам. Отбитую руду, смешанную с породой, сортируют в очистном забое или выдают из блока и подвергают обработке на специальных рудосортировочных устройствах в шахте, отбирая из рудной массы столько пустой породы, сколько это возможно. Иногда руду и породу выдают на поверхность не сортируя.

На поверхности с такой рудной массой поступают различно. Часто ее направляют сразу на обогатительную фабрику для переработки или же предварительно подвергают сортировке на стационарной установке, расположенной около ствола шахты или около обогатительной фабрики. Перед сортировкой — ручной разборкой на ленте — рудную массу подвергают грохочению на неподвижных, сотрясательных или вращающихся барабанных грохотах. Мелкий класс, прошедший через грохот (крупностью обычно менее 50 мм), весь поступает в товарную руду, а крупный направляется на ручную рудоразборку на ленте. Иногда на рудоразборку направляют также рудную массу, уже предварительно отсортированную в забое, потому что на хорошо оборудованной рудосортировочной установке можно отделить пустой породы значительно большее количество, чем в неудобных условиях в забое.

При отдельной выемке рудную жилу и пустую породу обуривают и отбивают отдельно. Выдаваемая на поверхность жильная масса в этом случае содержит минимальное количество породы и ее сразу направляют на фабрику для переработки. Отбитую отдельно пустую породу обычно используют в качестве закладочного материала.

Главное преимущество валовой выемки над отдельной — значительное удешевление добычи рудной массы. В свою очередь, отдельная выемка имеет преимущества над валовой. К их числу относятся: сокращение расходов по подземному и поверхностному транспортированию примешанной к руде пустой породы; снижение расходов на переработку рудной массы на обогатительной фабрике; иногда снижение потерь металла в процессе

переработки руды. На рудниках, где обогатительные фабрики небольшие и ограничивают рост добычи, раздельная выемка позволяет значительно увеличить производство на предприятии концентрата и металла по сравнению с валовой выемкой.

Применение систем с раздельной выемкой целесообразно в очень тонких жилах, имеющих четко выраженный и не прочный контакт с вмещающими породами, при спокойном залегании жил, отсутствии околожильного оруденения, ответвлений и апофиз. Положительное влияние в пользу раздельной выемки оказывают также: трудность отделять пустую породу от руды в процессе сортировки, если порода дробится при отбойке на мелкие куски и имеется сходство руды и породы по цвету; высокая стоимость обогащения руды и малая производительность обогатительной фабрики: ограниченная производительность подъемных установок и значительная стоимость поверхностного транспорта.

Раздельная выемка горизонтальными слоями по простиранию отличается исключительной медленностью вследствие того, что она позволяет иметь в блоке не более двух одновременно работающих забоев с очень большой продолжительностью цикла каждого забоя. Цикл забоя состоит из последовательно выполняемых операций: бурения по жиле, отбойки жилы, уборки жильной массы, снятия настила, бурения по породе, отбойки, разравнивания и выпуска излишков породы, укладки настила на закладке, наращивания рудоспусков.

На выемку в блоке одного слоя высотой 1,8—2 м требуется, как правило, не менее двух недель; выемка всего блока высотой 30—40 м продолжается 1—1,5 года и больше. Поэтому раздельную выемку обычным вариантом системы разработки горизонтальными слоями (подобно изображенным на рис. 199, 200 и 202) ведут очень редко. Значительно большую интенсивность отработки блока можно развить при потолкоуступной или сплошной выемке блока.

Потолкоуступная форма забоев позволяет вести очистную выемку в блоке одновременно в шести-восьми забоях и более, а сплошная — одновременно по всей длине блока. Несмотря на ряд недостатков потолкоуступного построения забоев, оно в свое время было наиболее распространенным при раздельной выемке тонких жил. В последние годы потолкоуступный забой при раздельной выемке был вытеснен сплошным забоем (см. рис. 208 и 209). В связи с этим потолкоуступную систему разработки с раздельной выемкой и закладкой рассмотрим в общих чертах, а подробнее остановимся на сплошных системах.

Подготовка блока при потолкоуступной системе с раздельной выемкой показана на рис. 207. Восстающие 1 располагают на расстоянии от 50 до 100 м. Они служат для прохода людей, вентиляции и доставки материалов. С целью облегчения доставки материалов часть рудоспусков 2, наращиваемых в закладке при-

мерно через 10 м, устраивают с двумя отделениями. Крезь восстающих и рудоспусков тщательно обшивают досками, иногда с внутренней и наружной сторон, во избежание потерь богатой рудной мелочи. Длина уступов обычно равна расстоянию между рудоспусками.

Цифрой II на рис. 207 обозначены уступы, где поочередно производится отбойка руды и подрывка на них породы участками длиной по 2—3 м горизонтальными шпурами. Шпуры, как правило, не глубже 1,5 м, так как в очень узком забое — в зажиме — более глубокие шпуры дают «стаканы»; кроме того, чем

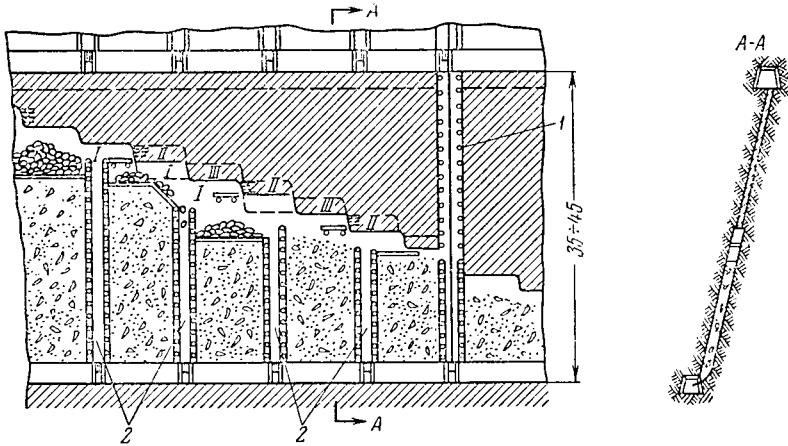


Рис. 207. Потолкоуступная система разработки очень тонкой жилы с раздельной выемкой

глубже шпуры, тем труднее контролировать полноту отбойки жилы и раздельной подрывки породы. Цифрой I обозначены уступы, где подрывка боков и выемка руды уже закончены, а цифрой III — уступы, работы в которых начнутся после выемки уступов II.

Чередование отбойки руды и подрывки породы заставляет часто убирать и вновь укладывать настил, разравнивать под ним закладочный материал, вследствие чего снижается производительность труда забойных рабочих, интенсивность выемки блока и растут потери руды в закладке. Чтобы чередовать отбойку руды и породы, уступ обуривают по породе снизу восходящими шпурами сразу по всей длине, после чего восходящими же или горизонтальными шпурами отбивают обнаженную на этом уступе руду. При такой организации очистной выемки состояние работ на уступах I, II и III иное: на уступах I закончены подрывка породы и выемка руды, на уступах II полностью закончена подрывка боков и ведется отбойка руды, а уступы III подготовлены к подрывке породы.

Во избежание потерь богатой рудной мелочи в закладочном материале поверхность его перед обуриванием жильной массы покрывают настилом. Устройство настила было описано раньше (см. рис. 204). Руду перекидывают в рудоспуски, после чего настил тщательно зачищают и снимают. Очень богатую руду выдают на штрек в мешках, контейнерах или ящиках.

Если образуются излишки пустой породы, не вмещающиеся в выработанное пространство, то их выдают через рудоспуски на штрек поочередно с рудой. Такой способ выпуска излишков пустой породы приводит к большим потерям металла, так как каждый раз вместе с породой из рудоспуска увлекаются и теряются богатая рудная мелочь и пыль, осевшая в щелях, на стенках и на дне рудоспуска.

Системы с раздельной выемкой руды в последние годы стали применять очень редко. Почти на всех рудниках, где разрабатываются жилы мощностью 15—20 см, перешли на системы разработки с валовой выемкой, в основном на систему с магазинированием руды. Несмотря на то, что разубоживание при этом часто достигает 70—80% (а, следовательно, содержание металла в добытой рудной массе снижается в три-четыре раза), валовую выемку все же обычно предпочитают раздельной.

Это объясняется как недооценкой огромного экономического ущерба, происходящего вследствие разубоживания руды при добыче, так и серьезными недостатками существующих вариантов систем разработки с раздельной выемкой.

Один из таких недостатков — очень высокие потери металла в закладке за счет богатой рудной мелочи и пыли, теряемой через щели в настиле и в местах трудно защищаемых настилом, за счет подрывки вместе с пустой породой части жильной массы, а также выкрашивания и обрушения жильной массы во время взрывания породы. Эти потери часто недооценивались потому, что задирика верхнего слоя закладочного материала, который должен быть наиболее обогащен рудной мелочью, давала малоощутимые результаты. Складывалось впечатление, что потери в закладке не так велики, как этого следовало ожидать. Однако результаты контрольных задирик верхнего слоя закладки показывают резко преуменьшенные потери металла ввиду того, что в процессе производства задирики большая часть богатой рудной мелочи и пыли, проваливаясь между более крупными кусками пустой породы, опускается вниз и извлечь ее не удастся.

Суммарные потери металла с богатой рудной мелочью и пылью, как правило, превышают 10% и иногда достигают 15—20%.

На ряде рудников, разрабатывающих очень тонкие богатые жилы, от применения раздельной выемки отказались после того, как опробованием было установлено, что закладка, обогащенная

потерянной богатой рудной мелочью, имеет промышленное содержание металла. Такую закладку из отработанных блоков в ряде случаев выпускали для переработки на обогатительной фабрике. Следует отметить, что выпуск закладки из отработанных блоков трудоемок, часто требует больших затрат на укрепление выработок, а, кроме того, далеко не всегда оказывается возможным. Закладка после долгого нахождения в блоке иногда настолько уплотняется, что привести ее в движение и выпустить можно только с применением взрывных работ.

Второй существенный недостаток раздельной выемки — крайне низкая производительность труда забойных рабочих.

Работы по перекидке руды до рудоспусков, разравниванию складочного материала, частому сооружению настилов, снятию и переноске его, наращиванию и обшивке рудоспусков требуют больших затрат и времени. Производительность труда бурильщика в узком забое очень мала и при этом на одну затраченную человеко-смену на бурении приходится не меньше трех-четырех человеко-смен на выполнение других трудоемких работ — уборку руды, разравнивание закладки, сооружение и переноску настилов, наращивание рудоспусков. В результате сменная производительность труда забойного рабочего составляет в среднем 0,4—0,6 м³ отбитой рудной массы; по жильной массе это соответствует производительности 0,1—0,2 м³. По сравнению с валовой выемкой потолкоуступной системой с распорной крепью производительность труда по рудной массе меньше в 1,5—2 раза, а системой с магазинированием — в 3—4 раза.

Ввиду низкой производительности труда, повышенного расхода материалов и сжатого воздуха стоимость добычи с раздельной выемкой руды оказывается очень высокой.

Третий недостаток систем с раздельной выемкой и закладкой — очень малая скорость подвигания линии очистного забоя. В среднем подвигание линии забоя по вертикали составляет около 2 м в месяц, т. е. в два-три раза меньше, чем при потолкоуступной системе с распорной крепью, и в четыре-пять раз меньше, чем при системе с магазинированием.

Однако ввиду того, что, обладая крупными недостатками, системы с раздельной выемкой имеют и важные достоинства, о которых мы говорили раньше, полностью отказываться от применения этих систем неправильно. Необходимо создавать и осваивать новые варианты систем с раздельной выемкой, у которых приведенные выше недостатки проявлялись бы в возможно меньшей степени.

Один из таких эффективных вариантов системы с раздельной выемкой сплошным забоем по восстанию рассмотрим дальше.

Потолкоуступная система разработки тонких жил с валовой выемкой и оставлением отсортированной в забое породы в каче-

стве закладочного материала сходна с потолкоуступной системой с раздельной выемкой.

Восстающие и рудоспуски располагают на таких же расстояниях и крепят такими же способами. Существенные изменения в условия работ, вносит процесс сортировки руды после каждого взрывания. Интенсивность очистной выемки в связи с этим еще более низкая, чем при раздельной выемке, а потеря богатой рудной мелочи могут быть еще выше. По этим соображениям валовая потолкоуступная выемка с сортировкой руды и закладкой сейчас почти совсем не применяется в практике.

При разработке жил мощностью больше 0,7 м для закладки можно использовать пустую породу, получаемую как от сортировки руды, так и от подрывки боков, особенно если она неизбежна ввиду наличия пережимов и нарушений в жиле.

По тем же причинам, которые были указаны выше, такой вариант системы также не получил распространения в практике.

Сплошная система разработки с закладкой *Система разработки с раздельной выемкой сплошным забоем по восстанию.* Хорошие результаты на ряде жильных рудников СССР достигнуты при варианте системы с раздельной выемкой сплошным забоем по восстанию, созданном в ИГД им. А. А. Скочинского.

Сущность основного варианта (рис. 208) заключается в раздельной выемке жилы и вмещающих пород сплошным забоем по восстанию. Избыток закладочного материала, который не вмещается в выработанном пространстве, выпускают через люки 4, как при системе с магазинированием руды.

Отбитую жильную массу по настилу доставляют к рудоспускным отделениям 1 фланговых и промежуточных 3 восстающих.

В блоке длиной 40—50 м для уменьшения расстояния доставки жильной массы посередине блока по мере подвигания очистной выемки наращивают восстающий 2 в три отделения.

Линия очистного забоя в каждом полублоке длиной 20—25 м располагается горизонтально и подвигается по восстанию жилы. Для отбойки бурят восходящие шпурь.

В первую очередь, как правило, обуривают в виде узкой щели и отбивают на плотный металлический настил жильную массу по всей длине полублока. Вмещающие породы подрывают во вторую очередь, после уборки настила. Конструкции настилов могут быть различные; лучшие результаты получены при использовании настила из стальных листов (см. рис. 204, 2 и текст).

Жильную массу до рудоспусков скреперуют или перекидывают лопатами. При мощности жилы не более 10—15 см и прерывистом оруденении можно допустить перекидку на среднее расстояние до 5 м (при длине полублока 20 м).

Для сокращения трудоемких работ по перекидке руды и

наращиванию в закладке деревянных рудоспусков пользуются выпуском руды по железным трубам, которые располагают на расстоянии порядка 10—15 м; они имеют диаметр 350—500 мм и состоят из звеньев длиной по 1 м, соединяемых с помощью хомутов.

На рудниках «Пршибрама» (ЧССР) применяют конструкцию, состоящую из основной трубы диаметром 500 мм и двух приваренных к ней с противоположных сторон труб (ветвей) диамет-

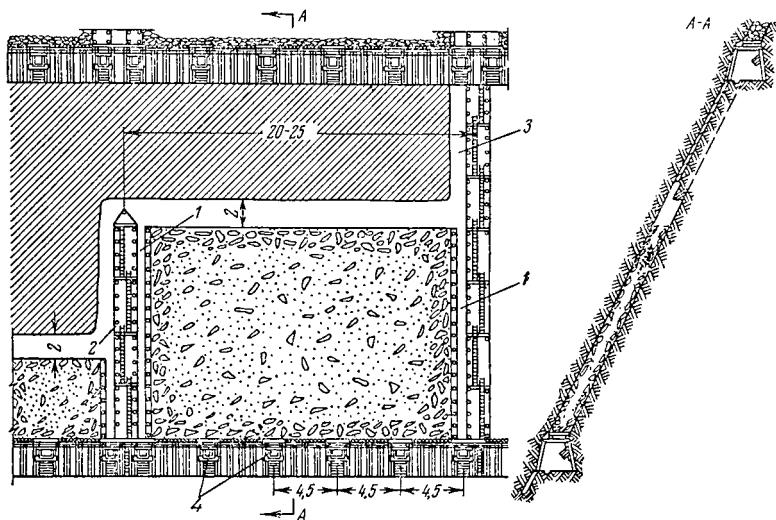


Рис. 208. Сплошная система разработки по восстанию с раздельной выемкой и закладкой

ром 350—500 мм каждая. Внизу основная труба входит в небольшой бункер с люковым затвором в штреке. В очистном забое основная труба и ее ветви выходят на расстоянии 4—5 м друг от друга, благодаря чему перекидка или скреперование руды полностью исключается.

Описанная система разработки сплошным забоем по восстанию эффективна для очень тонких крутопадающих жил с отчетливо выраженными (и особенно с непрочными) контактами при достаточно устойчивых вмещающих породах. Очень слабые вмещающие породы могут оказать сильное давление на закладку и препятствовать ее выпуску. Применению системы в том виде, как она описана, может препятствовать также склонность отбитых вмещающих пород к слеживанию.

Недостатки обычной потолкоуступной системы с раздельной выемкой проявляются при данном варианте системы в значительно меньшей степени, а именно:

1) потери металла с богатой рудной мелочью снижаются с 10—15 до 2—4%;

2) производительность труда забойных рабочих, скорость подвигания линии очистного забоя и добыча руды из блока увеличиваются в 1,5—2 раза благодаря резкому сокращению объема трудоемких работ по наращиванию рудоспусков, перекидке закладочного материала, устройству и переноске пастила, а также благодаря прямолинейной линии забоя, обеспечивающей широкий фронт работ, удобство и возможность цикличной организации работ.

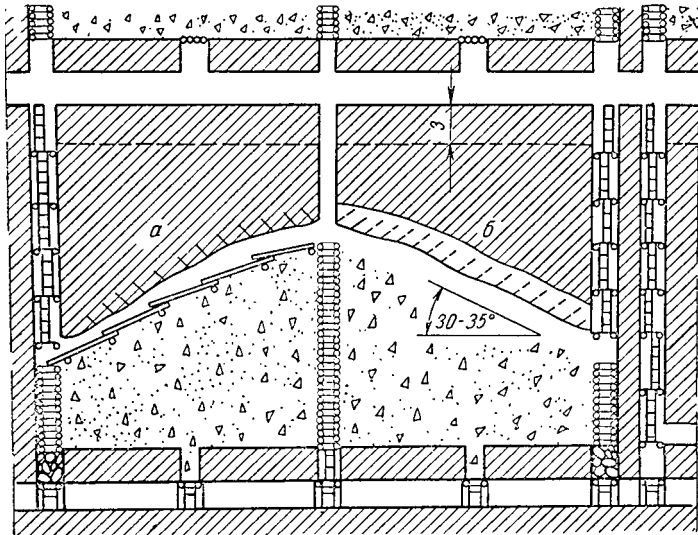


Рис. 209. Сплошная система разработки наклонным забоем по восстанию с закладкой и раздельной выемкой

Описанный вариант системы может видоизменяться с учетом горногеологических условий, сохраняя свои главные особенности: сплошной прямолинейный забой, частое расположение рудоспусков, металлический или гибкий настил.

На одном золотом руднике с хорошими результатами освоена система разработки с наклонной сплошной линией очистного забоя (рис. 209).

Крутопадающие жилы (дайки) мощностью 30—60 см залегают в неустойчивых глинистых и углисто-глинистых сланцах. Применяемая прежде система с магазинированием руды приводила к очень высокому разубоживанию, чем и был вызван переход на систему с раздельной выемкой.

Способ подготовки блока, размеры конструктивных элементов и общий порядок очистной выемки видны из рис. 209.

Придание наклона 30—35° линии забоя и поверхности закладки позволило облегчить доставку руды и уменьшить количество рудоспусков. Вместо пяти рудоспусков, которые потребо-

валось бы возводить при горизонтальной линии забоя, оказалось достаточным иметь три рудопуска.

Блок разделен на две части, в которых попеременно отбивают руду и пустую породу. В полублоке *б* происходит отбойка породы, в полублоке *а* — отбойка руды. Первоначально щелью шириной и глубиной около 1 м отбивают пустую породу (она слабее руды), а затем после разравнивания поверхности закладочного материала и укладки на нее досчатого настила обуривают и отбивают жилу. Отбитую руду под действием собственного веса и лопатами направляют в рудопуски.

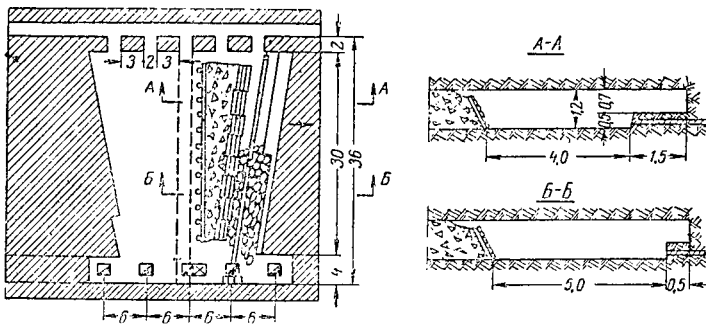


Рис. 210. Система разработки сплошным забоем по простиранию в пологопадающей жиле (масштаб разрезов по АА и ББ увеличен)

Среднесуточная производительность блока около 25 т; потери металла 8—10%.

Система разработки сплошным забоем по простиранию с закладкой. В отличие от описанной выше системы с выемкой сплошным забоем по восстанию система с выемкой по простиранию применяется в очень тонких пологопадающих жилах и пластах.

Рассмотрим эту систему на примере рудника «Галимый» (Магаданская область), где она оказалась эффективной при разработке жил мощностью 0,2—0,5 м с углом падения 25—30°.

В блоке длиной 50—60 м и наклонной высотой около 40 м проходят центральный восстающий, в обе стороны от которого ведут выемку руды сплошным забоем по простиранию (рис. 210). Линия забоя проходит с небольшим отклонением от линии падения.

Рудопуски, показанные на рис. 210 в плане, соединяют основание блока с откаточным штреком, расположенным по нижележащей жиле.

Применяли два варианта отбойки: с выемкой щели по породе и с выемкой щели по руде.

В первом случае после выемки по породе щели высотой 0,7—0,8 м и уборки взорванной породы отбивали жилу, которая оста-

лась в подошве щели, прикрытая слоем породы толщиной 10—20 см. При полной глубине щели 1,5 м шпурь для ее создания бурят глубиной только 1,1 м с тем, чтобы избежать образования стаканов. С этой целью жилу после образования щели отбивают не на глубину 1,5 м, а только на 1 м, оставляя всегда над жилой «передовую» щель по породе глубиной 0,5 м.

Такой прием отбойки также предотвращает частичное скалывание жилы вместе с породой и излишние потери руды.

Во втором случае по жиле образуют щель глубиной до 1,5 м и высотой на 15—20 см больше мощности жилы. После уборки отбитой руды пустую породу обуривают шпурами глубиной 1—1,2 м с таким расчетом, чтобы, отбив породу, сохранить щель по руде глубиной порядка 0,5 м. Это, помимо упомянутой выше цели, способствует образованию более узкой щели по руде.

Отбитую жильную массу скрепером доставляют к рудоспускам, затем забой тщательно зачищают от рудной мелочи и отбивают вмещающие породы, оставляя их в очистном пространстве в качестве закладки. Если породы не хватает для полной закладки, то переходят на закладку полосами шириной 5—7 м с расстоянием между ними 3 м.

Для сокращения потерь от разброса жильной массы взрывами устанавливают в 3—4 м от линии забоя щиты из горбылей или досок.

Эффективность системы характеризуется следующими показателями: производительность труда забойного рабочего по горной массе 1,25 м³/смену, по жильной массе—0,40 м³/смену; скорость подвигания линии сплошного забоя 6 м/месяц; расход крепежного леса на 1 м³ горной массы 0,13 м³.

Несмотря на низкую производительность труда, себестоимость концентратов на обогатительной фабрике снизилась против валовой выемки на 20%.

На руднике «Грутлвей» (Южная Африка) сплошной системой с отдельной выемкой разрабатывают на глубине около 1500 м золотоносный конгломератовый пласт с углом падения около 6° и средней мощностью 36 см. Кровля пласта—устойчивые кварциты. Закладку применяют в связи с сильным горным давлением, а также для того, чтобы не выдавать пустую породу на поверхность.

Блок-этаж с наклонной высотой 200—250 м делят на три панели, каждую из которых разрабатывают сплошным забоем по простиранию. На рис. 211 показана выемка средней панели от восстающего 1, к обоим флангам блока. После выемки средней панели отработывают верхнюю и нижнюю панели в обратном направлении. Панельные штреки 2 в лежачем боку пласта ведут одновременно с очистной выемкой панели, немного опережая ее.

Выемочная щель высотой 0,5 м располагается по пласту; полная высота очистного пространства 1 м. Чтобы уменьшить

при взрывах разлет руды в выработанное пространство, шпуров по пласту бурят перпендикулярно линии очистного забоя. Вмещающие породы, наоборот, обуривают шпурами под острым углом к линии забоя, чтобы использовать силу взрыва для отброса породы от забоя.

Отбитую руду скрепером 3 доставляют к нижнему панельному штреку, где ее погружают в вагонетки 4, откатываемые к восстающему 1. Скреперная лебедка 5 служит для уборки

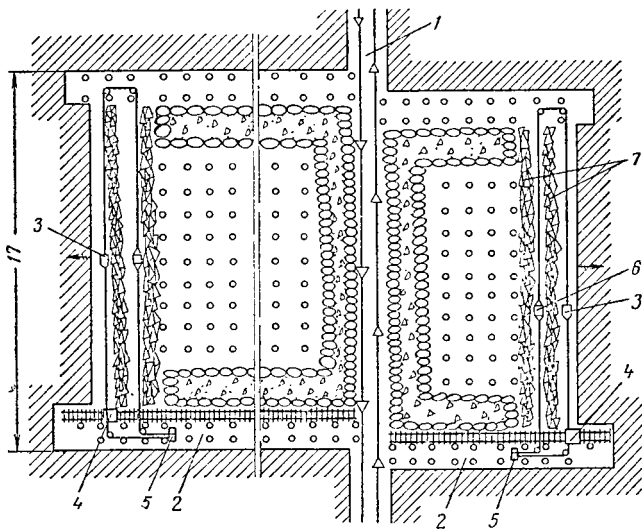


Рис. 211. Сплошная система разработки по простиранию с раздельной выемкой на руднике «Груглвей»

руды скрепером 3, а также для доставки пустой породы к месту возведения закладочных полос 7 скрепером 6, укрепленным на хвостовом канате.

По восстающему 1 руду доставляют к основному откаточному штреку мощной скреперной установкой с несколькими скреперами на одном канате.

Чтобы предотвратить попадание кусков пустой породы и руды в закрепленное очистное пространство, между линией забоя и хвостовым канатом, а также между ним и выработанным пространством создают два параллельных вала из пустой породы. Они служат для того, чтобы куски руды и породы не выбрасывало взрывами в закрепленное очистное пространство. По мере подвигания линии очистного забоя образуют новый вал, а тот вал, который примыкает к выработанному пространству, убирают скрепером 6 к месту возведения породных полос.

Рассмотренный вариант сплошной системы безопасен и имеет

небольшой объем подготовки. Полная механизация доставки руды и размещения закладки, широкий фронт очистной выемки, возможность вести одновременно бурение, уборку руды и производство закладки обеспечивают высокую производительность труда и интенсивное подвигание линии очистного забоя.

Сплошная система с раздельной выемкой руды и закладкой подрываемыми породами широко применяется на известных Мансфельдских рудниках (ГДР) на пологопадающих ($3-7^\circ$) пластах медистых сланцев мощностью 15—40 см.

Более чем столетний опыт разработки этих месторождений и широко проводимые работы по испытанию различных вариантов этой системы привели к созданию эффективной технологии очистной выемки.

На рис. 212 показана схема-одного из вариантов сплошной системы с раздельной выемкой и закладкой. Промежуточные штреки *1* проходят через 60—90 м по простиранию пласта, а уклоны, оборудованные бремсбергами *2* для спуска руды, — через 75—150 м. Сплошной дугообразной формы забой длиной 75 м, разделенный на три панели по 25 м, продвигается по восстанию. Дугообразная форма линии очистного забоя позволяет, как показал многолетний опыт, использовать горное давление для отжима руды при плавном прогибании кровли без ее обрушения.

В очистном забое предварительно отбивают узкой щелью глубиной до 0,8—1 м руду — медистые сланцы, а затем подрывают кровлю, образуя очистное пространство высотой 0,8 м. Для отбойки используют шпуров малого диаметра — от 24 до 30 мм. Шпуров бурят легкими пневматическими молотками с автоподатчиками, смонтированными на легких каретках с роликовым ходом. За смену одним молотком выбуривают 60—80 шпуров глубиной 1,2—1,5 м.

Шпуров по породе располагают реже, чем по руде. Это делается для того, чтобы при меньшем объеме буровых работ отбить пустую породу в более крупных кусках, которую легче

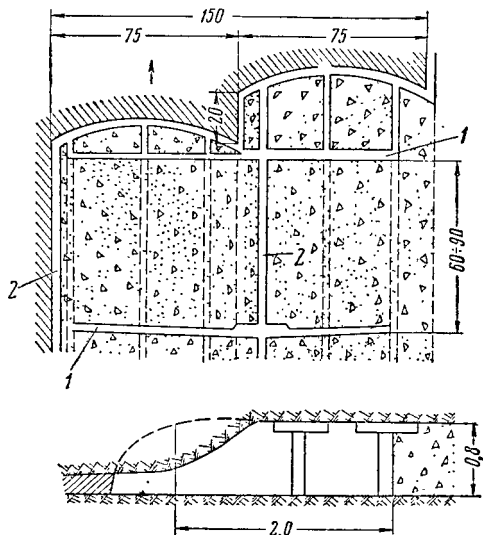


Рис. 212. Сплошная система разработки с раздельной выемкой по восстанию (рудники Мансфельда)

отделять от руды при забойной сортировке и удобнее возводить закладочный массив.

Призабойное пространство поддерживают деревянными стойками с верхняками (см. рис. 212) или неполными крепежными рамами. Деревянные стойки заменяют раздвижными дюралюминиевыми с шарнирными металлическими верхняками.

Прежде руду доставляли до промежуточного штрека вдоль линии очистного забоя только в вагонетках емкостью 0,1 м³. Эксперименты по усовершенствованию способов доставки показали эффективность доставки передвижными пластинчатыми конвейерами, которым придают соответствующий радиус кривизны и располагают их вдоль линии забоя. Два конвейера длиной по 40 м обслуживают одну лаву. Производительность конвейера при крупности кусков до 500 мм и скорости цепи 0,35 м/сек составляет около 60 т/ч. Положительные результаты получены при скреперной доставке вдоль прямолинейных забоев.

Заслуживает упоминания оригинальный способ доставки руды от линии очистного забоя до промежуточного штрека в вагонетках по монорельсу (принцип его изложен в главе VIII).

Производительность труда забойного рабочего по горной массе на Мансфельдских рудниках составляет 2—2,5 м³/смену, что при очень малой мощности пласта и пологом его падении можно считать хорошим достижением. Скорость подвигания линии очистного забоя от 15 до 30 м/месяц, разубоживание руды при добыче около 30%.

Система разработки с выемкой руды полосами по восстанию

Системы разработки с выемкой руды полосами по восстанию применяют только при отработке пологопадающих рудных тел небольшой мощности, обычно с неустойчивой кровлей (висячим боком).

Особенность их состоит в разделении выемочного блока на несколько полос, обрабатываемых по восстанию. Полосы в блоке вынимают последовательно с опережением порядка 4—10 м одна над другой.

Ширину полосы выбирают с учетом горногеологических условий, обычно в пределах 6—12 м. Длина блока от 40 до 80 м (иногда до 120 м).

Вариант системы разработки с выемкой руды полосами по восстанию на золотом руднике «Любовь» (Забайкалье) представлен на рис. 213. Кварцевые жилы имеют мощность в среднем 0,2—0,5 м и угол падения 15—40°. Породы висячего бока — неустойчивые сланцы.

Полосы шириной 6—8 м по мере подвигания выемки закладывают пустой породой, оставляя свободный проход 2 шириной

2 м для прохода людей и доставки отбитой руды к откаточному штреку 1.

Руду отбивают шпурами глубиной 1,2—1,5 м отдельно от породы или вместе с ней в зависимости от характера контакта рудного тела. Пустую породу оставляют в качестве закладки в очистном пространстве.

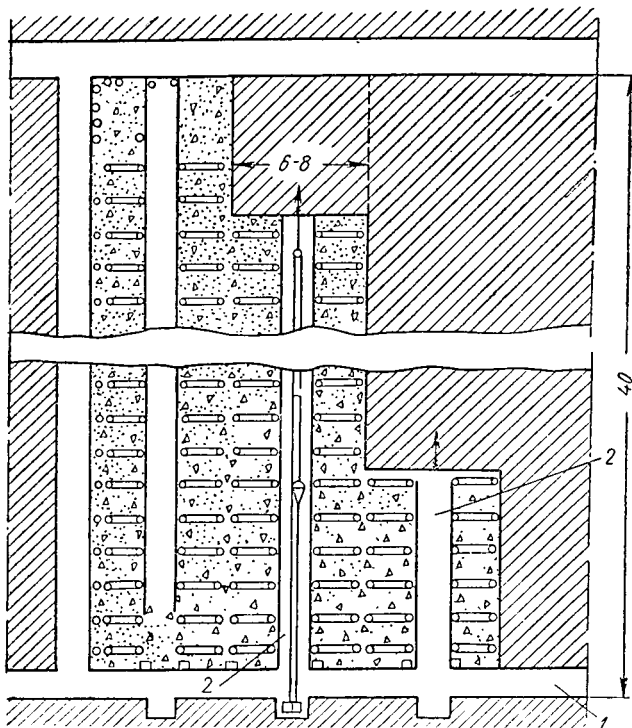


Рис. 213. Система разработки полосами по восстанию с закладкой

Кровлю около забоя поддерживают стойками или рамами на двух стойках, располагаемых через 1—2 м. Руду доставляют скрепером или по металлическим желобам.

Производительность труда забойного рабочего по жильной массе $0,85 \text{ м}^3/\text{смену}$; скорость подвигания забоя $6\text{—}10 \text{ м}/\text{месяц}$; разубоживание руды — до сортировки $50\text{—}60\%$, после сортировки $25\text{—}30\%$; расход крепежного леса на 1 м^3 добычи $0,08 \text{ м}^3$.

На Северочешских рудниках полосами по восстанию разрабатывают кварцевую жилу мощностью $0,2\text{—}0,6 \text{ м}$ с углом падения $13\text{—}18^\circ$. Благодаря устойчивости кровли, сложенной гранитом, допускают большую ширину полос— 12 м и длину блока до 120 м при наклонной его высоте 100 м (рис. 214).

Вначале отбивают под жилой пустые породы для образования щели высотой до 1,5 м и шириной 0,6—0,8 м, а затем — обнаженную жилу. Разубоживание руды при отбойке не превышает 30%. Шпуры располагают таким образом, что силой взрыва большая часть породы отбрасывается к месту закладочных работ.

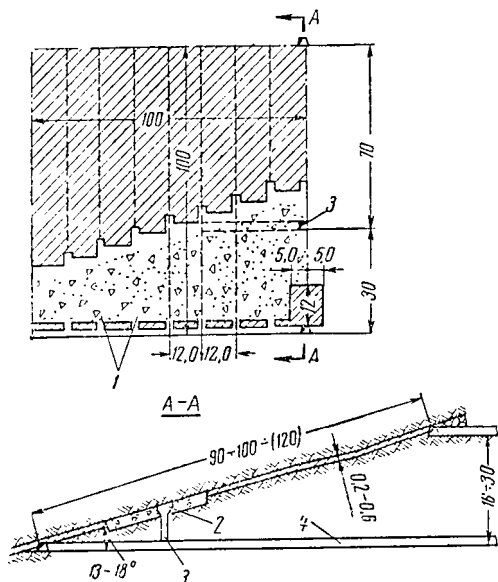


Рис. 214. Система разработки с раздельной выемкой руды полосами по восстанию

штрек 2, по которому руду доставляют до рудоспуска 3, выходящего на квершлаг 4 откаточного горизонта.

Выработанное пространство закладывают не столько для поддержания кровли, сколько для того, чтобы не выдавать на поверхность отбитую пустую породу.

В закладке между полосами выкрепляют рудоспуски 1, по которым отбитую руду доставляют к штреку скрепером или по желобам.

Для облегчения доставки руды и улучшения проветривания очистных забоев в закладке выкрепляют подэтажный

§ 10. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА И ПУТИ ДАЛЬНЕЙШЕГО РАЗВИТИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ

Системы разработки с закладкой относятся к числу трудоемких и отличаются от систем с открытым очистным пространством и с магазинированием руды значительно более высокой стоимостью добычи.

Технико-экономические показатели по системе зависят от многих факторов — угла падения, мощности рудного тела и крепости руды, уровня механизации основных процессов очистной выемки, наличия закладочного материала, способа его добычи и транспортирования — и в целом от техники и экономики закладочных работ.

Производительность труда забойного рабочего на очистной выемке в зависимости от приведенных выше факторов изменяется от 0,4 до 4 м³/смену.

По условиям применения и по эффективности системы разработки с закладкой занимают промежуточное положение между системами с магазинированием и системами с креплением и закладкой. Поэтому, если позволяют устойчивость боковых пород и руды, предпочитают разработку вести системами с магазинированием руды. При неустойчивых породах и рудах приходится вынужденно применять еще менее эффективные системы — с креплением и закладкой.

При разработке мощных месторождений, если не нужно сохранять земную поверхность и если в руде нет очень крупных включений и прослоев пустой породы, предпочтение отдают, как правило, системам с обрушением — слоевым или подэтажным.

Систему разработки с закладкой применяют в месторождениях с сильными тектоническими нарушениями, содержащих прослойки пустой породы, имеющих непостоянный характер обрушения и невыдержанные элементы залегания при высоком горном давлении и таких его проявлениях, как массовое сдвигание вмещающих пород, «стреляние» и горные удары. Это одно из основных достоинств систем разработки с закладкой, благодаря которому они, несмотря на отдельные недостатки, получили довольно широкое распространение при разработке месторождений ценных руд цветных, редких металлов и золота.

К числу других достоинств систем с закладкой относятся:

1) высокое извлечение руды при условии устранения потерь рудной мелочи в закладочном материале; минимальное разубоживание руды и возможность оставления пустой породы в выработанном пространстве;

2) безопасность работ в очистном забое; безопасность системы в пожарном отношении, что особенно существенно для руд, склонных к возгоранию;

3) возможность одновременной разработки нескольких этажей или подэтажей, что позволяет интенсивно вести выемку и обеспечивать значительную добычу при малой рудной площади.

Недостатками рассматриваемых систем являются высокая трудоемкость и стоимость закладки выработанного пространства, особенно в тех случаях, когда закладочный материал добывают вне очистного пространства. Поэтому производительность труда рабочих забойной и подземной групп крайне низка. При плохом качестве настила возможны большие потери богатой рудной мелочи в закладке.

Повышение эффективности систем разработки с закладкой возможно прежде всего за счет: полной механизации производства закладочных работ; создания простой технологии закладочных работ хвостами обогатительных фабрик; применения дешевых добавок для получения твердеющей закладки; дальнейшего совершенствования машин для пневматической закладки.

Важное значение имеет совершенствование конструкции настилов и механизация работ по его укладке.

При разработке рудных тел с выдержанными элементами залегания перспективны варианты системы разработки горизонтальными слоями с применением буровых кареток, самоходных челночных вагонеток и конвейеров для доставки руды и закладки. Заслуживает внимания совершенствование систем разработки наклонными слоями, в частности на всю высоту этажа (подэтажа) с доставкой руды конвейерами.

Глава XV * СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О СИСТЕМАХ И УСЛОВИЯ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

В отличие от систем разработки с открытым очистным пространством, где крепь используют только как вспомогательное средство поддержания или как платформу для людей, работающих на очистной выемке, особенностью систем этого класса является регулярное возведение крепи, как основного средства поддержания боков и (или) кровли очистного пространства. Крепь сооружают регулярно с соблюдением заранее выбранной ее конструкции и параметров.

Но крепью, как правило, нельзя обеспечить постоянное (в течение длительного времени) поддержание неустойчивых вмещающих пород от обрушения или сдвижения. Поэтому крепь, если вместе с ней не ведут закладку выработанного пространства, служит для поддержания боков или кровли блока (панели, полосы) только во время его отработки. После выемки блока или части рудного тела выработанное пространство вскоре обрушается или заполняется закладочным материалом.

Только в очень редких случаях, например при креплении выработанного пространства бетонными колоннами с оставлением постоянных целиков, вмещающие породы (кровля) сохраняются от обрушения на долгое время.

Системы разработки с постоянным креплением очистного пространства применяют редко. Например, если при разработке рудного тела мощностью до 2—3 м системы с открытым очистным пространством или с магазинированием руды применить нельзя ввиду недостаточной устойчивости вмещающих пород, а вести разработку с закладкой нет необходимости, так как постоянно поддерживать вмещающие породы не требуется. Иногда вместо закладки при наличии относительно дешевых крепежных материалов применяют крепление. Это может быть обусловлено также пологим падением рудного тела и трудностью ведения закладочных работ.

Системы с креплением очистного пространства применяют, как правило, только при разработке рудных тел небольшой мощности. Поддержание крепью по мере увеличения мощности руд-

ного тела усложняется, а в очень мощных рудных телах становится почти невозможным.

Основной причиной отказа от систем разработки с открытым очистным пространством и перехода к системам с креплением служит, как уже было сказано, недостаточная устойчивость боковых пород или кровли. Этим объясняется наличие многих переходных разновидностей между системами указанных классов. Усиливая и усложняя простую распорную крепь при потолкоуступной системе с открытым очистным пространством, последнюю превращают в систему с креплением. Если же давление вмещающих пород возрастает настолько, что одна крепь ему противостоять не может, то возникает необходимость перехода на систему разработки с креплением и закладкой.

Очистную выемку с постоянным креплением ведут горизонтальными слоями или потолкоуступно, как правило, снизу вверх и по простиранию. Выемку сверху вниз с креплением применяют только в исключительных случаях, так как она сопряжена с опасностью, сложна и трудоемка.

Технология очистной выемки систем этого класса зависит прежде всего от типа и конструкции применяемой крепи. Выбор же последних определяется в основном горногеологическими условиями разработки. Поэтому разновидности систем данного класса целесообразно выделять по типу крепи.

Системы с креплением делят на две основные группы: 1) с усиленной распорной и станковой крепью; 2) с каменной и комбинированной крепью.

Закладку иногда производят только для того, чтобы оставить в выработанном пространстве пустую породу, добытую попутно с рудой. Иногда для поддержания вместе с крепью используют междуэтажные, междублоковые или внутривблоковые целики.

§ 2. ПОТОЛКОУСТУПНЫЕ И СЛОЕВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С УСИЛЕННОЙ РАСПОРНОЙ И СТАНКОВОЙ КРЕПЬЮ

Системы с усиленной распорной крепью применяют для разработки месторождений мощностью до 3—4 м и очень редко более. Наиболее благоприятные условия применения этой системы — выемка рудных тел сравнительно небольшой длины, чередующихся с безрудными участками. Выемка рудных тел большой длины без оставления междублоковых целиков возможна только в устойчивых вмещающих породах.

Типичные схемы очистной выемки при крутом падении показаны на рис. 215 и 216.

Этаж высотой 30—40 м делят восстающим *l* (см. рис. 215) на блоки длиной по 30—50 м. Очистную выемку ведут в обе стороны от восстающего.

Высоту этажа более 40 м не увеличивают, так как при этом усложняется доставка крепежного материала и возрастают расходы на ремонт крепи.

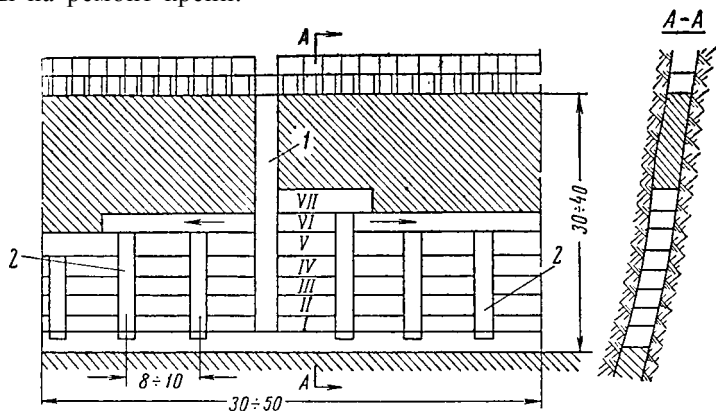


Рис. 215. Система разработки горизонтальными слоями с крепежом усиленной распорной или рамной крепию

Очистную выемку (рис. 215) осуществляют горизонтальными слоями по простиранию, а иногда — уступами (рис. 216). Высота слоев и уступов обычно 2—3 м.

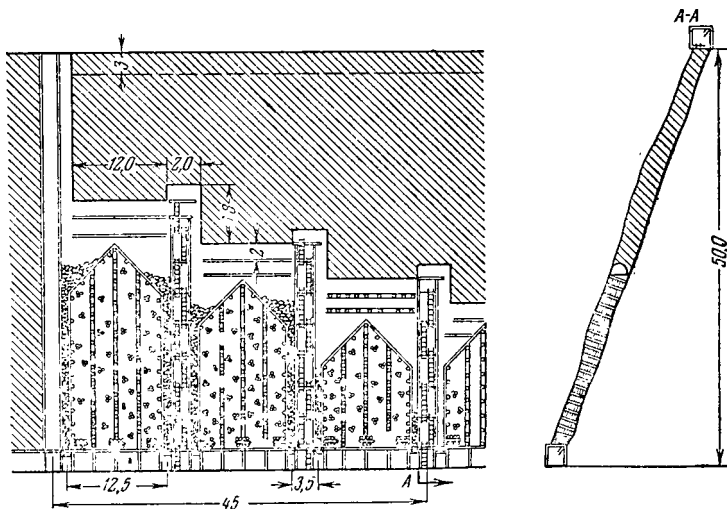


Рис. 216. Потолокоступная система разработки с усиленной распорной крепию

Если и руда и бока неустойчивы, то крепь ставят чаще, следуя за подвиганием выемки.

Отбитую руду с настила, уложенного на крепи, убирают в рудоспуски 2 (см. рис. 215), наращиваемые через каждые 8—10 м. Иногда для уборки руды в рудоспуски пользуются наклонными решетками (рис. 216).

При крутом падении рудных тел мощностью до 3—4 м иногда применяют крепление, изображенное на рис. 114.

На рудниках комбината Североникель применение распорной крепи (см. рис. 114, б) вызвано значительной твердостью боковых пород и трудностью образования в них лунок, а также наличием в лежащем боку крупных заколов. Горизонтальная распор-

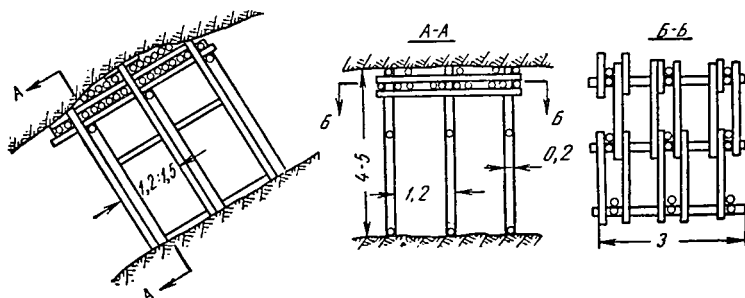


Рис. 217. Усиленная распорная крепь при значительной мощности пологопадающего рудного тела

ка с подкосом, схваченным скобой, позволяет в таких условиях сократить расход крепежного леса и облегчить установку крепи.

На рис. 114, в показана усиленная распорная крепь с вертикальными стойками и укосами под неустойчивым висячим боком. За укосы по мере необходимости укладывают затяжку — тонкий круглый лес или горбыли. Неустойчивую руду также можно поддерживать затяжкой.

На рис. 217 показана усиленная распорная крепь с затяжкой кровли пологопадающего рудного тела мощностью до 5 м.

Подобную конструкцию крепи (а также и аналогичный общий порядок очистной выемки) применяли на вольфрамовом руднике «Холтосон» (Забайкалье) при разработке пологопадающих жил мощностью от 2 до 7 м и даже до 10 м. Руда крепкая, устойчивая, но висячий бок имеет тектонические нарушения и в контакте с жилой сильно метаморфизован и неустойчив. Длина распорок достигала до 5—7 м; расход крепежного леса на 1 м³ выработанного пространства в среднем 0,1 м³.

Установка крепи такой конструкции, особенно при длине распорок свыше 3—4 м, очень трудоемка, поэтому ее применяют только в исключительных случаях.

Рассмотренные виды крепи представляют собой последовательное развитие простейшей конструктивной формы — стойки

пли распорки — до усиленной комбинированной крепи с подкосами, подхватами и затяжкой.

Расстояние между рядами распорок и между распорками в ряду зависит от характера и давления пород, от размеров поддерживаемого очистного пространства, мощности рудного тела, конструкции и толщины крепи.

При крутом падении расстояние между распорками в ряду по горизонтали обычно принимают 1—2 м и по вертикали — между рядами 1,8—2,5 м; диаметр распорок 150—250 мм и редко более.

Вместо толстых одиночных распорок иногда применяют кустовую крепь, устанавливая рядом несколько распорок. Так как у деревянной крепи податливость зависит главным образом от наличия в ее конструкции элементов, работающих на сжатие поперек волокон (подкладки, подлапки, подхваты, затяжки), то чем больше этих элементов в крепи, тем больше ее податливость.

В очистных выработках, где проявляется сильное первичное давление, на податливость крепи должно быть обращено особое внимание, так как иначе крепь будет подвергаться поломкам.

В месторождениях мощностью свыше 4—5 м применяют станковую крепь (квадратные оклады).

Размер станка крепи характеризуется его высотой (длина стойки), шириной (длина верхняка) и длиной (длина распорки).

Высота стоек обычно 2—2,25 м, длина верхняков и распорок 1,5—2 м, в среднем 1,8 м.

Элементы станка — стойки, верхняки, распорки — изготавливают из круглого леса, квадратных или прямоугольных брусьев. Редко применяют комбинированные элементы — круглые стойки и прямоугольные верхняки и распорки.

Станки из квадратных или прямоугольных брусьев более удобны для изготовления замка, а также устройства настила и обшивки. Достоинство элементов из круглого леса — их меньшая стоимость.

Сечение прямоугольных стоек и верхняков 20X20, 25X25 и редко 30X30 см. Диаметр круглых элементов обычно не превышает 20—30 см.

Конструкции замков прямоугольной станковой крепи можно разделить на два основных типа: 1) со стыком шипов у стоек (рис. 218, б и в) и 2) со стыком шипов у верхняков (рис. 218, а, г, д и е).

Принято считать, что соединение первого типа целесообразно при сильном давлении сверху, а второго типа — при сильном боковом давлении. Однако соединение со стыком шипов у верхняков имеет в целом большую прочность и дает равномерную осадку.

При изготовлении станков из круглого леса чаще пользуются такими же способами соединения, как и при изготовлении их из

прямоугольного леса, обрабатывая концы каждого элемента по форме квадрата (рис. 218, *ж*), или же применяют специальную «косую» заделку (рис. 218, *з, и*).

Элементы крепи заготавливают на поверхности на специальных крепезаделочных машинах.

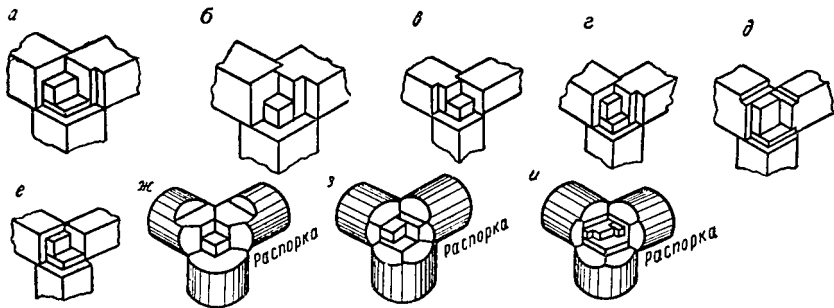


Рис. 218. Конструкция замков станковой крепи

Станковую крепь возводят обычно с почвы основного горизонта. Нижние стойки устанавливают либо непосредственно на руду, либо на лежни, которые имеют гнезда для установки двухтрех стоек, и связаны между собой поперечинами.

По кровле крепь расклинивают или покрывают затяжкой.

Настил делают из досок.

В местах, где наблюдается повышенное давление, крепь усиливают дополнительными элементами в виде стоек 1 (рис. 219), укосин 2, стоек с укосинами 3, рам 4 и костров 5.

Станковая крепь не способна выдерживать высокое горное давление, поэтому ее нельзя применять без закладки в слабых породах.

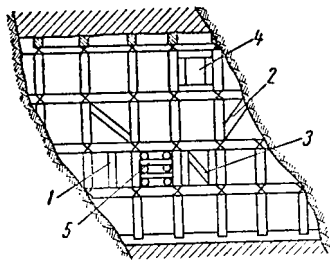


Рис. 219. Элементы усиления станковой крепи

Так как заготовка и сооружение станковой крепи требуют большой затраты труда, а расход крепежного леса высокого качества достигает 0,12—0,15 м³ на 1 м³ выработанного пространства, то систему со станковой крепью без закладки применяют только в том случае, когда по тем или иным причинам непригодны другие системы. Это может быть в случае неправильной, резко меняющейся формы и мощности рудного тела с переменным углом падения, наличия крупных и частых тектонических нарушений рудного тела и включений в нем прослоев пустой породы, которую целесообразно оставлять в очистном пространстве, когда вмещающие породы относительно устойчивы в общей массе, но склонны к местным обрушениям и отслоениям.

Ввиду высокой стоимости добычи этой системой ее применяют только в том случае, если руда очень ценная. В совокупности такие условия встречаются очень редко, поэтому систему разработки со станковой крепью без закладки применяют теперь в единичных случаях. Порядок очистной выемки, расположения уступов и рудоспусков аналогичен системе с усиленной распорной крепью, приведенной на рис. 216.

Конструкции станковой крепи рассмотрены подробно потому, что этот вид крепи встретится при изучении следующего класса систем — с креплением и закладкой.

§ 3. СПЛОШНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С УСИЛЕННОЙ РАСПОРНОЙ КРЕПЬЮ В ПОЛОГОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ МАЛОЙ И СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ

В пологопадающих месторождениях усиленную распорную крепь применяют не при потолкоуступной выемке, как в крутопадающих месторождениях, а при сплошной выемке по простиранию или по восстанию.

При сплошной выемке по простиранию длину блоков принимают от 50 до 150 м, а наклонную высоту этажа (или подэтажа) от 30 до 100 м. Если восстающий проходят на фланге блока, то в этом случае очистную выемку называют односторонней. Расположение восстающего посередине блока позволяет вести очистную выемку в двух направлениях. Прямолинейный очистной забой направлен по падению или под небольшим углом к нему. Забой обруивают сразу по всей длине или участками.

Рассмотрим типовые варианты сплошной системы разработки с усиленной распорной крепью.

На руднике «Балей» (Забайкалье) этой системой разрабатывали кварцевые золотосодержащие жилы мощностью от 0,2 до 2 м с углом падения от 5 до 45° (в среднем 25°). Жилы короткие — по 50—100 м, редко до 250 м имеют безрудные перерывы и часто нарушены сбросами с амплитудой от нескольких сантиметров до 3—5 м и более.

Породы кровли в общей массе относительно устойчивы, но отслаиваются и после взрывных работ образуют крупные заколы. Общий вид системы показан на рис. 220.

Руду отбивают шпурами глубиной 1,5 м и доставляют скрепером к подэтажному штреку. Лебедку 1 первоначально устанавливают в штреке за пределами блока и руду скреперуют под углом, а затем — в нише против середины блока. По подэтажному штреку до погрузочной платформы 2 (или до восстающего) руду доставляют второй скреперной установкой 3.

Кровлю очистного пространства поддерживают распорной крепью, крепежными рамами, где необходимо с затяжкой, а также кострами. Постоянная крепь отстает от линии забоя на

2—3 м. Производительность труда бурильщика 10 м³/смену; производительность труда забойного рабочего 2 м³/смену; средняя

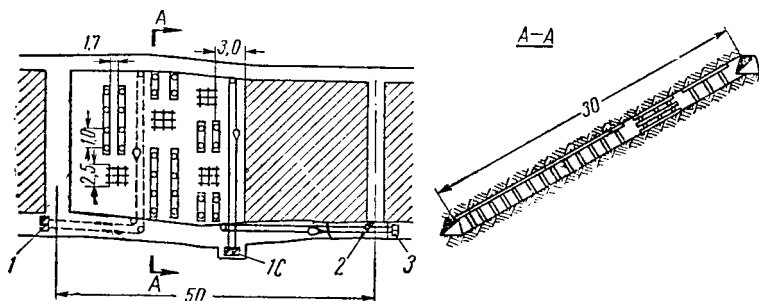


Рис. 220. Система разработки со сплошной выемкой и усиленной распорной крепью

скорость подвигания линии забоя 8—10 м/месяц; расход крепежного леса на 1 м³ горной массы 0,09 м³.

Характерный вариант сплошной системы разработки по вос-

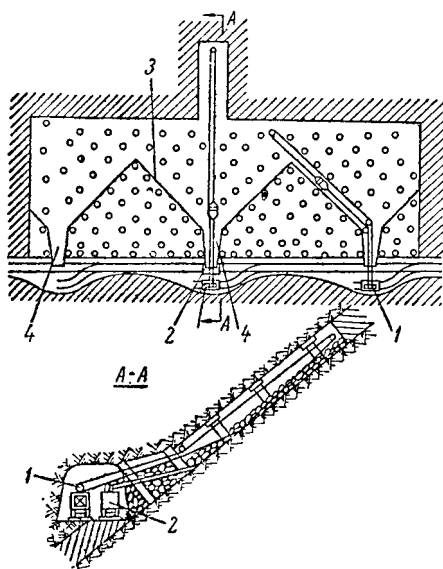


Рис. 221. Система разработки со сплошной выемкой по восставанию и усиленной распорной крепью

востанию с усиленной распорной крепью (рис. 221) успешно применяли на руднике «Корнкопия» (США) в жилах с углом падения 30—40° и мощностью 0,7—1,2 м. Как и на руднике «Балей», породы кровли в общей массе довольно устойчивы, но непосредственная кровля сильно разбита трещинами, дает заколы и отслаивается.

Передвижные скреперные лебедки 1, смонтированные на раме вагонетки, устанавливают на ветках рельсового пути в расширенной части штрека против рудоспусков 4. Распорную крепь диаметром 25—30 см с подлапками в кровле сооружают регулярно рядами через каждые 2 м. Распорки в соседних рядах распо-

лагают в шахматном порядке. Крыльчатые скаты 3, уложенные на распорной крепи, облегчают скреперование руды через рудоспуски 4 непосредственно в вагонетки 2.

§ 4. СПЛОШНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КАМЕННОЙ И КОМБИНИРОВАННОЙ КРЕПЬЮ В ПОЛОГОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

Деревянную крепь заменяют каменной или комбинированной при высокой стоимости крепежного леса и наличии дешевых, попутно получаемых материалов для каменной крепи, а также при очень высоком горном давлении, которому деревянная крепь не способна противостоять.

Каменную крепь применяют, как правило, только при разработке пологопадающих месторождений и сооружают из породы, получаемой попутно от проходки подготовительных выработок или от подрывки боков в очистных забоях. Можно выделить две разновидности породных столбов и полос: в виде сухой кладки и на цементном растворе. Опыт рудников «Дженичке» и «Лянгар» (Средняя Азия) подтверждает эффективность породных столбов и полос на цементном растворе.

На рудниках Южной Африки при разработке сплошными системами пологопадающих пластов золотоносного конгломерата на большой глубине при высоком горном давлении применяют различные виды каменной крепи: столбы и полосы из сухой породной кладки, реже на цементе; сплошные или состоящие из дисков — сборные бетонные колонны; сочетание этих двух видов крепи, а также деревянных и металлических костров и стоек.

Наиболее распространена в практике сплошная система разработки с каменной крепью и выемкой по простиранию; реже встречаются варианты с выемкой сплошным забоем по падению или по восставанию.

На рис. 222 показана сплошная система, применяемая на руднике «Моддер» (ЮАР) на глубине от поверхности земли свыше 2 000 м.

Золотоносные пласты конгломерата имеют выдержанную мощность 1,5—1,8 м и угол падения от 10 до 20°.

Этаж наклонной высотой около 200 м обычно делят на три подэтажа по 60 м и надштрековый целик 1 около 20 м.

Очистную выемку начинают от наклонного восстающего 2, пройденного посередине длины выемочного участка. Восстающий оборудуют приспособлениями для спуска руды в вагонетках по рельсовому пути. Иногда с верхнего подэтажа руду поднимают лебедкой на верхний откаточный штрек, а с двух нижних подэтажей — спускают на нижний откаточный штрек.

От восстающего через 60 м прокладывают в обе стороны откаточные рельсовые пути 3.

Выемку каждого подэтажа ведут сплошным прямолинейным забоем. Руда взрывом отбрасывается на 4—5 м от забоя и располагается параллельно ему широким навалом, который удерживают

живает разброс руды при последующих взрывах и создает удобные условия для сортировки.

Периодически 30—40% отбитой руды удаляют со стороны забоя скрепером 4. С обратной стороны навала сортируют руду, из отсортированной пустой породы выкладывают столбы 5. Отсортированную руду доставляют скреперами 6 до откаточного

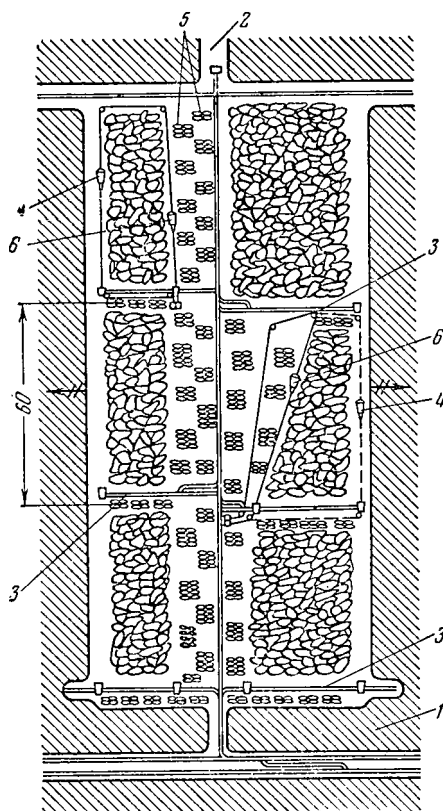


Рис. 222. Сплошная система разработки по простиранию с усиленной крепью и временным магистинированием руды

пути, грузят в вагонетки и откатывают до восстающего, по которому вагонетки с рудой спускают на нижний откаточный штрек или поднимают на верхний.

Замагистинированная руда не подпирает кровлю и поэтому не служит средством ее поддержания. Временно кровлю поддерживают кострами и металлическими стойками. Стойки изготовляют из рельсов и для придания им податливости нижним концом опирают на металлическую подкладку, уложенную в трубу с песком. Около одного сплошного забоя находится в работе примерно 400 стоек, установленных в восемь рядов: два — в призабойном пространстве, четыре — в замагистинированной руде и два — в выработанном пространстве, где сортируют и убирают руду.

Постоянной крепью служат столбы со сторонами 1,8—2 м, выложенные из кусков пустой породы.

На рис. 223 показана схема разработки подэтажа на золотоурановом руднике «Баффелсфонтейн». Пласт средней мощностью 1,35 м и углом падения 13—15° разрабатывается этажами наклонной высотой 180—210 м. Через 150—300 м по пласту располагают восстающие, оконтуривающие выемочные участки. Подэтажные штреки проходят от восстающего в обе стороны через 30 м под углом 95° к оси восстающего с подрывкой пород почвы и с опережением по отношению к линии очистного забоя на 3—6 м.

Руда при взрывании шпуров отбрасывается от забоя на 2—2,5 м и навал руды 2 подбучивается при этом под кровлю, благодаря чему создаются благоприятные условия для работы скрепера 3 в призабойном пространстве, а вентиляционная струя «прижимается» к линии забоя. Двухтонными скреперами 3 руду транспортируют к подэтажному штреку 4, по которому ее затем скрепером 5 доставляют до восстающего 6. Четырехтонный ящичный скрепер 7, укрепленный на бесконечном канате, непрерывно работает в восстающем, доставляя руду к участковому рудоспуску 5. Комплекс средств поддержания кровли очень эффективен. В призабойном пространстве кровлю поддерживают временными стойками 9 по обе стороны навала руды 2, устанавливаемыми сразу после взрывания шпуров. По мере подвигания линии очистного забоя 10 временные стойки заменяют постоянными кострами 11 по сетке 3,6X3,6 м. Вдоль подэтажных штреков выкладывают, кроме костров, породные полосы 12, а по обе стороны восстающего — костры и бетонные столбы 13 размером 2,4X2,4 м.

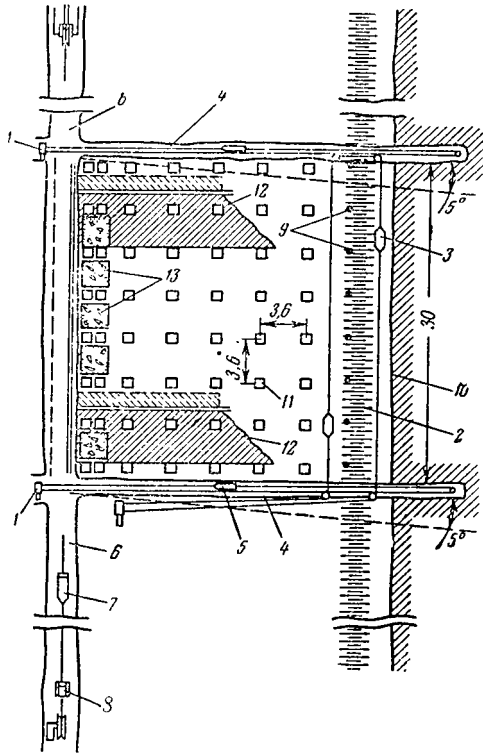


Рис. 223. Сплошная система разработки подэтажами по простиранию с поддержанием кровли породными полосами, кострами, временными стойками и бетонными столбами

Высокие показатели получены при использовании варианта сплошной системы разработки с каменной крепью и выемкой по падению радиальным забоем (рудник «Дженичке», Средняя Азия) в пластобразных рудных телах мощностью 1—2 м с углом падения 15—45°, залегающих на контакте гранитного массива с сильно трещиноватыми мраморизованными известняками всячего бока.

Разработку вели с поддержанием пород всячего бока столбами из бутовой кладки на цементном растворе (рис. 224).

Очистная выемка включала три стадии. Вначале над штреком 1 вынимали полосу руды шириной 5—10 м и возводили бутовые столбы 2 размером 2X1,5 м с интервалом 3 м. Большая часть руды отбрасывалась взрывом в штрек, где ее грузили погрузочной машиной в вагонетки. Часть руды приходилось скреперовать к штреку.

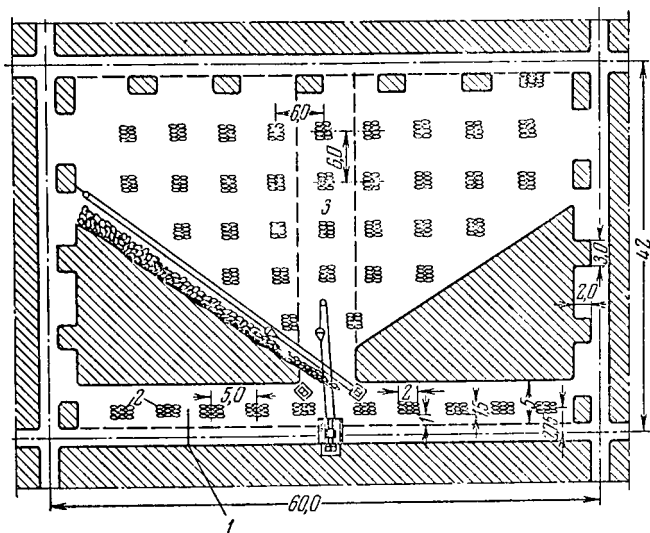


Рис. 224. Вариант сплошной системы разработки с нисходящей радиальной выемкой и каменной крепью

Одновременно (вторая стадия очистной выемки) посередине блока вынимали по восстанию полосу 3 шириной 6—8 м до верхнего штрека. Основную часть блока вырабатывали (третья стадия) сплошным веерообразным забоем с общим подвиганием линии забоя по падению.

Отбитую руду доставляли одним скрепером до основной скреперной дорожки, а по ней — другим скрепером (который ранее использовали при выемке центральной полосы) до откаточного штрека.

В первую стадию извлекали 20—25% запаса блока, во вторую 15—20% и в третью 55—60%.

Для кладки столбов использовали отсортированную в забоях пустую породу. На 1 м³ добытой руды расходовали 0,023 т цементного раствора (отношение цемента и песка 1 : 6) и 0,005 м³ крепежного леса.

Основные показатели при сплошной радиальной системе оказались лучшими, чем при ранее применявшейся камерно-столбо-

вой системе. Производительность труда забойных рабочих возросла с 1,3—1,5 до 2,7—3 м³/смену.

Недостатком радиальной выемки является постоянное изменение длины и направления забоев, необходимость двойного скреперования и трудоемкость возведения породных столбов.

Оценка систем разработки рассмотренного класса — с креплением и закладкой, а также пути их возможного развития будут приведены ниже, вместе с системами с креплением и закладкой очистного пространства.

Глава XVI * СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ И ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства имеют основные признаки и конструктивные элементы систем двух предыдущих классов. Закладочный материал очистного пространства воспринимает давление всего массива вмещающих пород и предохраняет его и земную поверхность от сдвижения. Крепь же служит для поддержания обнаженных пород и руды в пределах призабойного пространства, куда еще не введен закладочный материал. Таким образом, закладочный материал и крепь одинаково выполняют функции поддержания очистного пространства. Назвать одно из этих средств основным, а другое — вспомогательным нельзя. В отличие от систем разработки с закладкой, где в призабойном пространстве также устанавливают крепь (временно и обычно не регулярно), в данном случае крепь сооружают регулярно, с соблюдением заранее выбранной конструкции и параметров. Эту крепь оставляют в очистном пространстве навсегда.

Системы разработки с креплением и закладкой удобно классифицировать по признакам, принятым для систем двух предыдущих классов: 1) по направлению продвижения и способу очистной выемки и 2) по способу крепления. Определяющим в технологическом процессе очистной выемки и выборе конструктивных элементов является первый признак. По этому признаку можно выделить три основные группы систем разработки с креплением и закладкой:

1) системы разработки горизонтальными слоями и уступами по простиранию;

2) системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками;

3) сплошные системы разработки.

В каждой группе систем возможны различные способы крепления: простой и усиленной распорной крепью, станковой, кострами и т. д.

Системы разработки с креплением и закладкой относят к числу наиболее трудоемких и дорогостоящих, поэтому вынужденное их применение особенно характерно. Чаще всего систему раз-

работки с креплением и закладкой применяют для сохранения от сдвижения неустойчивые вмещающие породы и земную поверхность; при высокой ценности руды, содержащей включения и прослой пустой породы в сочетании с неправильной формой рудного тела. В таких условиях ни одна из высокопроизводительных систем неприменима.

По сравнению с системами разработки с креплением без закладки область применения систем рассматриваемого класса шире, так как их можно применять в месторождениях любой мощности.

Для каждой из трех выделенных групп систем этого класса имеется определенное различие в условиях применения.

Системы первой группы более пригодны для месторождений крутопадающих, тонких и средней мощности; системы второй группы — для мощных с различными углами падения и, наконец, третьей группы — для пологопадающих месторождений. Более подробно условия применения систем каждой группы рассмотрены ниже.

В СССР системы разработки с креплением и закладкой имели широкое применение главным образом на медных и полиметаллических рудниках. В настоящее время удельный вес этих систем резко снизился вследствие вытеснения их системами с обрушением. На железных рудниках системы с креплением и закладкой вообще не применяют.

В зарубежной практике системам рассматриваемого класса отдают предпочтение при разработке богатых руд даже в том случае, если по горногеологическим условиям возможно применение других, более эффективных систем. При этом стремятся обеспечить наибольшую полноту выемки богатой руды с минимальным ее разубоживанием.

§ 2. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ И ЗАКЛАДКОЙ ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ И УСТУПАМИ ПО ПРОСТИРАНИЮ

В зависимости от вида применяемой крепи в системах этой группы можно выделить два варианта: 1) системы с усиленной распорной крепью; 2) системы со станковой крепью.

Первые применяют при мощности рудных тел до 4—5 м, вторые — от 4—5 до 12—15 м. Ввиду значительной площади обнажения руды в кровле забоя при недостаточно устойчивой руде и мощности более 12—15 м обычно переходят на выемку вкрест простирания (вертикальные прирезки) или небольшими секциями — короткими блоками.

Вариант системы разработки горизонтальными слоями по простиранию с усиленной распорной крепью и закладкой показан на рис. 225. Конструктивно он аналогичен системам разра-

ботки горизонтальными слоями с закладкой и горизонтальными слоями с усиленной распорной крепью без закладки.

Подготовительные работы заключаются в проведении откаточного штрека 1 и вентиляционно-закладочных восстающих 2, располагаемых в центре или по границам блока. В промежутке между восстающими по мере продвижения выемки наращивают рудоспуски 3 с лестничным отделением. Штреки, как правило,

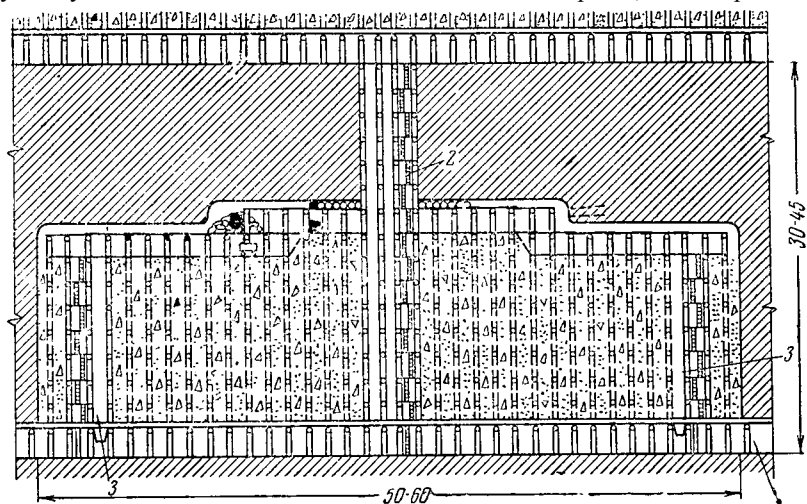


Рис. 225. Система разработки горизонтальными слоями с креплением и закладкой

крепят рамами вразбежку с затяжкой кровли и, если необходимо, боков.

На рис. 225 левый рабочий забой показан после взрывания шпуров, в процессе уборки отбитой руды, а правый в это время обуривают.

Руду с верхнего настила грузят в вагонетку и откатывают до рудоспуска по рельсовому пути, уложенному на поверхности закладочного материала, который покрывают настилем. Закладочный материал от восстающего подают также в вагонетках. Откос поверхности закладочного материала отстает от рабочего забоя на 5—10 м, так что на этом расстоянии остаются незаложенными два слоя общей высотой 4—5 м. В очень слабых боковых породах закладочный материал можно подводить близко к забою, но это усложняет работу.

В тонких, сильно нарушенных жилах и рудах, требующих сортировки, рудоспуски располагают через 8—10 м, а часть руды перелопачивают.

Отдельные элементы данной системы и приемы работ видоизменяются в зависимости от конструкции крепи. Различные

виды усиленной распорной крепи, описанные в предыдущей главе, применяют в сочетании с закладкой.

Вместо вагонеток для доставки руды и закладочного материала используют скреперы, однако работа скрепера в закрепленном пространстве значительно усложняется (происходит разрушение крепи скрепером; дощатый настил на закладке при скреперовании руды иногда сдвигается и ломается).

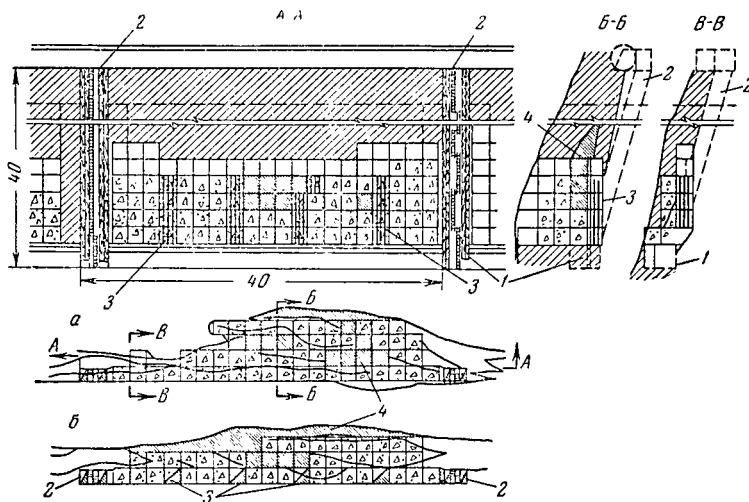


Рис. 226. Общий вид системы разработки горизонтальными слоями со станковой крепью и закладкой:

- 1 — штрек основного горизонта; 2 — закладочные восстающие; 3 — рудоспуски; 4 — крупные породные включения: а — план III слоя; б — план V слоя

Общий вид системы разработки горизонтальными слоями по простиранию со станковой крепью и закладкой в рудном теле с переменной мощностью и очень неправильными контурами показан на рис. 226.

Штрек основного горизонта в данном случае пройден в рудном теле по контакту с лежащим боком и закреплен станковой крепью. Иногда (рис. 227) на основном горизонте рудное тело вынимают на всю мощность и сооружают несколько усиленных станков крепи, один из которых служит откаточным штреком

Закладочные восстающие 2 располагают по флангам блока в рудном теле или в породах лежащего бока. Рудоспуски 3 устраивают обшивкой досками или горбылями изнутри и снаружи вертикального ряда станков в интервале 3—4 станков.

Руду вынимают горизонтальными слоями от флангов блока к середине. Вслед за выемкой с отставанием на два-четыре станка производят закладку выработанного пространства ниже

лежащего (под рабочим) слоя. Настил перед отбойкой руды укладывают как на подошве рабочего слоя. Под уступом на подошве закладываемого слоя настил был уложен ранее, когда этот слой был рабочим.

Иногда закладочные восстающие располагают на относительно небольшом расстоянии (через 10—12 окладов) для того, чтобы размещать закладочный материал в выработанном пространстве самотеком под углом естественного откоса. Но при этом создается большое незаложенное пространство, поэтому такой вариант применяют при сравнительно устойчивых боковых породах.

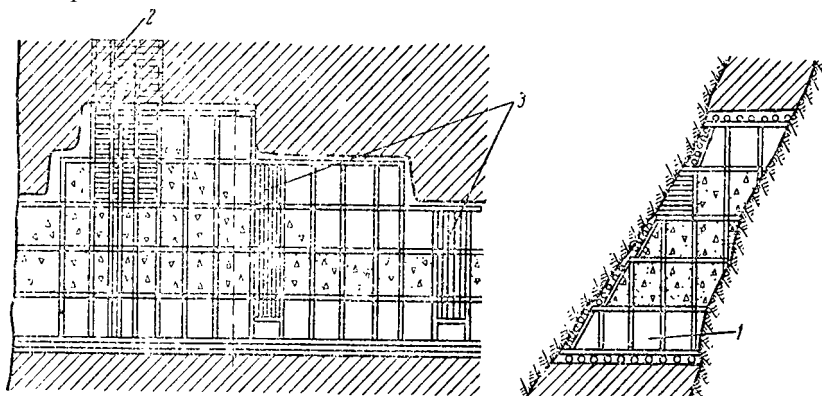


Рис 227. Разработка горизонтальными слоями со станковой крепью и закладкой

Закладочный материал в блоке обычно транспортируют в вагонетках или скреперами. Руду доставляют таким же способом или при небольшом расстоянии между рудоспусками перелопачивают, причем значительная часть отбитой руды поступает в рудоспуски под действием собственного веса.

Крупные включения пустой породы в рудном теле можно оставлять невынутыми. Отбитую руду, содержащую включения крупных кусков пустой породы, удобно сортировать на настилах, оставляя породу в качестве закладочного материала.

Известны примеры сочетания станковой крепи с гидравлической и (реже) пневматической закладкой.

Для предохранения крепи и затяжки от поломок при взрывании шпуров необходимо тщательно ее расклинивать. Неудачное расположение шпуров или плохая расclinка могут привести к разрушению крепи и завалу призабойного пространства.

Вариант системы, представленный на рис. 227, является потолкоуступным. В стадии полного развития очистной выемки с каждой стороны закладочного восстающего работают два-чеш-

ре уступа. Линия уступов должна иметь общий угол наклона, примерно равный углу естественного откоса закладочного материала.

Отбитая руда скатывается к рудоспускам 3 (см. рис. 227) по наклонному настилу, уложенному на поверхности закладки. Иногда предпочитают отбивать руду на горизонтальный настил, уложенный на подошву рабочего слоя, и отгрести ее к рудоспуску. Это позволяет сортировать руду, отбирать из нее пустую породу и оставлять последнюю в закладке.

Сложность изготовления и установки крепи, трудоемкость работ по креплению и закладке, высокий расход крепежного леса обуславливают низкую производительность труда забойного рабочего (как правило, менее $1 \text{ м}^3 / \text{смену}$) и высокую стоимость добычи.

В связи с этим данную систему, как и вообще все системы с креплением и закладкой, применяют только вынужденно, при условиях, которые были приведены в § 1 данной главы.

§ 3. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ ПРИРЕЗКАМИ И КОРОТКИМИ БЛОКАМИ СО СТАНКОВОЙ КРЕПЬЮ И ЗАКЛАДКОЙ

Особенностями этой группы систем разработки мощных месторождений со слабыми рудами и вмещающими породами являются небольшие горизонтальные размеры выемочных блоков и быстрое подвигание очистной выемки в блоке, благодаря чему местные отслоения в кровле и боках забоя не успевают распространяться в стороны и в глубь массива.

Длинная сторона вертикальной прирезки обычно равна горизонтальной мощности рудного тела, а короткая сторона, т. е. ширина прирезки, подбирается соразмерно с устойчивостью руды.

При разработке короткими блоками оба горизонтальных размера выбирают с учетом устойчивости руды. По мощности рудного тела может размещаться не один, а несколько коротких блоков. Таким образом, в вертикальных прирезках площадь подсечки рудного массива регулируется только по ширине, а в коротких блоках — по площади блока в целом.

На рудниках СССР и за рубежом известны единичные случаи применения этих систем в богатых рудах цветных металлов с указанными ранее специфическими условиями залегания.

Система разработки вертикальными прирезками показана на рис. 228. На основном горизонте из полевого откаточного штрека 5 проводят орты 1, оборудованные через три-четыре станка рудоспусками 3. Орты располагают обычно на границе двух смежных прирезок, а против них — закладочные восстающие 2. У всякого бока расположен рудный штрек 4. **Крепь** вос-

стающих срубовая, с внутренней обшивкой закладочного отделения. Каждый восстающий обслуживает одну или две прирезки.

Ширину прирезок принимают от двух до четырех станков в зависимости от устойчивости руды: чем слабее руда, тем уже прирезки. На рис. 228 показаны прирезки шириной в два станка. Кроме лестничного отделения восстающего, в каждой прирезке имеется еще одно лестничное отделение рядом с рудопуском 3.

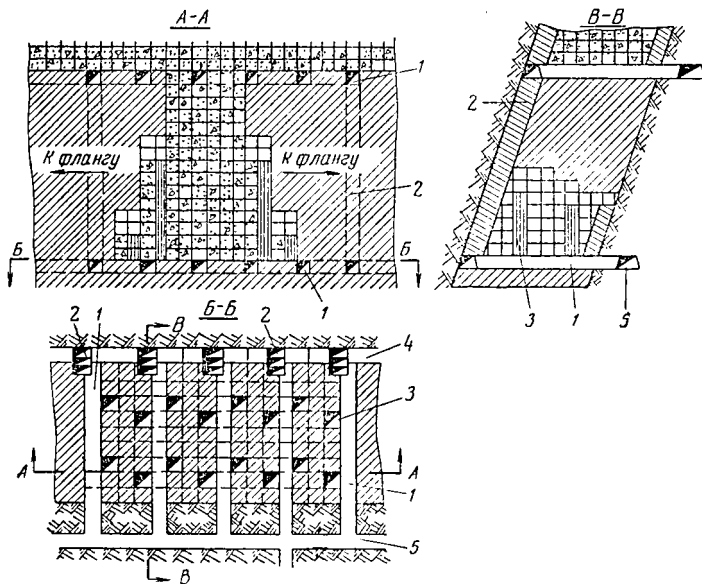


Рис. 228. Система разработки вертикальными прирезками со станковой крепью и закладкой

Выемку прирезок обычно ведут от середины выемочного участка к флангам с опережением на четыре — шесть станков в смежных прирезках. В каждой прирезке очистная выемка ведется вкрест простирания, от висячего бока к лежащему потолкоуступным забоем (при мощности рудного тела больше 10—12 м) или горизонтальными слоями.

Закладочный материал от восстающего 2 доставляется в вагонетках или скрепером, а при потолкоуступной форме забоя он скатывается самотеком и располагается под углом естественного откоса. По мере подвигания очистной выемки стойки станков, прилегающие к массиву руды, обшивают с внутренней стороны затяжкой для удержания закладочного материала при выемке следующей прирезки. Руду отбивают неглубокими, чаще горизонтальными шпурами.

Отбитая руда скатывается в рудоспуски по наклонным решеткам. Если необходима сортировка руды — выборка из нее пустой породы, то отбойку ведут на горизонтальный настил — породу сбрасывают вниз, под настил, а руду отгребают в рудоспуски.

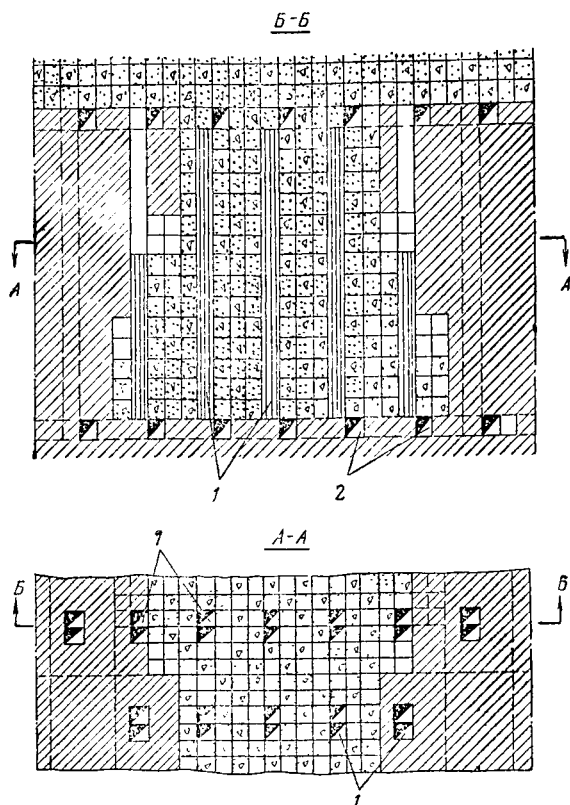


Рис. 229. Система разработки короткими блоками со станковой крепью и закладкой

Очистная выемка вследствие большой трудоемкости работ по креплению, укладке и снятию настилов, закладке и уборке руды происходит очень медленно — за месяц удастся вынуть один-два слоя, что соответствует подвиганию очистной выемки прирезки по вертикали 2—4 м/месяц.

Система разработки короткими блоками (рис. 229) конструктивно отличается от системы вертикальных прирезок меньшей длиной выемочных блоков: форма их близка к квадратной. Горизонтальные размеры блока от 4X6 до 8X12 станков. Каждый блок делят на четыре (иногда на две) секции размерами от

2X2 до 3X4 станков. Один восстающий обслуживает все секции блока.

Схема подготовки основного горизонта примерно аналогична описанной для вертикальных прирезок и отличается тем, что закладочные восстающие располагаются в рудном теле и число их вкрест простирания равно числу блоков, размещаемых по мощности рудного тела.

Высота этажа 30 м. Горизонтальные размеры блоков 4X6 станков (блоки обведены пунктирными линиями), а в каждой секции — 2X3 станка. Вертикальные блоковые восстающие 1 сечением 1X2 станка проходят в центре каждого блока. Орты 2 основного горизонта соединены в лежачем боку с полевым штреком, а висячем — с рудным. В качестве рудоспусков используется нижняя часть закладочных отделений блоковых восстающих; иногда рудоспуски наращивают против восстающих на границе смежных блоков.

Все работающие блоки отрезаны от рудного массива с трех сторон; в двух вертикальных плоскостях они соприкасаются с закладкой ранее отработанных блоков и подсечены снизу. Только в двух вертикальных плоскостях и сверху они связаны с рудным массивом. Вследствие этого даже при небольшой площади подсечки каждой секции необходимо вести очистную выемку весьма интенсивно, иначе со стороны кровли, а также и с боков будет происходить трудноудерживаемое отслаивание руды.

Руду отбивают шпурами глубиной до 2 м, расположенными с таким расчетом, чтобы после взрывания одного комплекта шпуров подвигание забоя по всей ширине секции составляло один станок. Это пространство сразу после разборки забоя закрепляют, покрывают под кровлей затяжкой и станки прочно расклинивают с боков и сверху.

Условия и способ уборки руды примерно такие же, как в вертикальных прирезках, но наибольшее расстояние до рудоспуска здесь обычно не превышает 4 ж, поэтому руду убирают очень быстро.

В зависимости от состояния кровли и давления на крепь закладка отстает от кровли на два-четыре станка. По площади секции закладочный материал размещается в основном под действием собственного веса.

В отличие от системы вертикальных прирезок каждую производственную операцию в секции короткого блока удается выполнять быстро и даже совмещать их во времени. Интенсивное подвигание очистной выемки требует четкой организации работ и устранения простоев забоя, которые чаще всего происходят из-за неудачного расположения шпуров, вызывающего нарушение и поломку крепи.

На ряде отечественных рудников, где раньше применяли системы вертикальных прирезок и коротких блоков, перешли

на более экономичные системы слоевого и подэтажного обрушения.

Высокое извлечение руды (до 95%) при самых неблагоприятных условиях залегания рудного тела, незначительное разубоживание руды, удобство ее сортировки и выдачи по сортам особенно важны при разработке мощных месторождений ценных руд в сложных и тяжелых горногеологических условиях.

Производительность труда забойного рабочего очень низкая — в среднем от 0,8 до 1,2 $m^3/смену$. Расход крепежного леса в среднем от 0,1 до 0,2 m^3/m^3 . Потери и разубоживание незначительны — не более 3—5%.

По сравнению с системой слоевого обрушения, очень близкой по условиям применения, производительность труда забойного рабочего ниже, а расход крепежного леса несколько выше.

Описанные системы со станковой крепью и закладкой позволяют легко сортировать руду и оставлять отобранную породу в качестве закладки. Кроме того, возможность сохранения от обрушения земной поверхности и отработка рудных тел разнообразной формы и сильно тектонически нарушенных заставляют иногда отдавать предпочтение системам со станковой крепью и закладкой.

§ 4. РАЗРАБОТКА СВЕРХУ ВНИЗ С КРЕПЛЕНИЕМ И ЗАКЛАДКОЙ

В практике, хотя и в очень редких случаях, встречаются руды настолько рыхлые или раздробленные и слабые боковые породы, что обычная выемка руды снизу вверх, даже очень небольшими секциями с креплением и закладкой, невозможна. Если же при этом нельзя почему-либо вести выемку с обрушением вмещающих пород, то единственно пригодной является разработка сверху вниз с креплением и закладкой.

Вариант системы с нисходящей выемкой, креплением и пневматической закладкой применялся на урановом руднике (рис. 230).

Руду в этаже высотой 30 м вынимают блоками длиной по 20—30 м по простиранию; ширина блока соответствует горизонтальной мощности рудного тела.

При полевой подготовке блока проводят полевой 1 и рудный 2 штреки, орты 3 и блоковый восстающий 6 по руде в лежащем боку. Посредине длины блока, поперек его, на всю высоту вынимают разрезную траншею 4 и оборудуют в пей рудоспуски 8.

Очистная выемка начинается с верхней части блока и ведется в нисходящем порядке горизонтальными слоями высотой 2,5—3 м. Каждый слой в блоке вынимают сплошным забоем 9, подвигаемым вкрест простирания от висячего бока к лежащему, Длина сплошного забоя — лавы (с каждой стороны разрезной

траншеи) 10—15 м. Подвигание лавы за цикл 1,5 м. На подошве призабойного пространства параллельно линии забоя укладывают лежни диаметром 15—20 см; на них настилают доски. Забойную крепь из стоек того же диаметра подводят под лежни при выемке нижележащего слоя. Расстояние между рядами лежней (вкрест простирания) 1,5 м, а между стойками, подпирающими лежни, — 1—1,3 м.

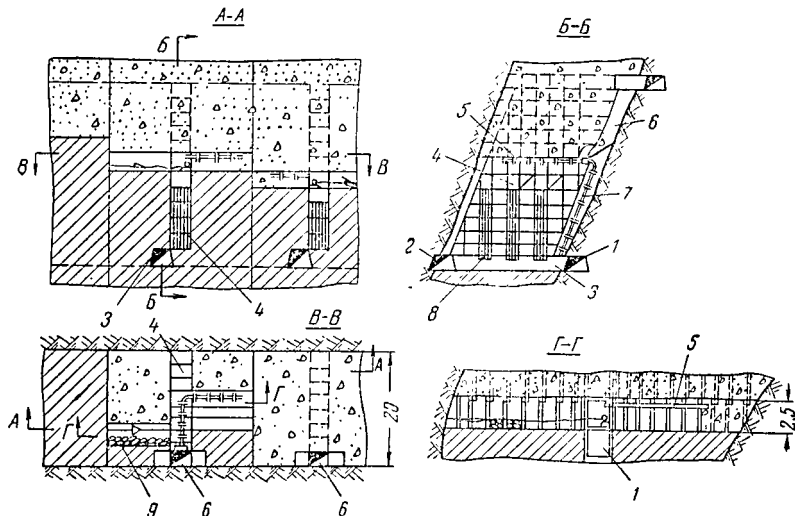


Рис. 230. Система с нисходящей выемкой, усиленной крепью и пневматической закладкой

Линию забоя обуривают по всей длине. Шпурсы взрывают также по всей длине или на $1/2$ — $1/3$ длины забоя. Отбитую руду скреперуют до разрезной траншеи и по рудоспускам 4 она поступает в люки откаточного орта 3.

По мере подвигания очистной выемки выработанное пространство с отставанием на 3—4,5 м от линии забоя заполняется закладочным материалом с помощью небольшой пневматической закладочной установки. Закладочный материал — дробленая скальная порода — из восстающего 6 поступает в загрузочное устройство закладочного трубопровода 5, к которому подключен сжатый воздух от воздухопровода 7.

Несмотря на высокую трудоемкость крепежных и закладочных работ, при описанной системе получена довольно высокая производительность труда рабочего по блоку — до 2,5—2,8 м/смену. Потери руды сведены до минимума (около 1%), что имеет особенно важное значение при разработке весьма ценных руд.

В практике работы рудников США известны случаи разработки мощных месторождений очень непостоянной формы и мощ-

ности с богатой, сильно нарушенной трещинами или рыхлой рудой разнообразными вариантами систем с нисходящей выемкой, сложной крепью (в частности, подвесной станковой) и последующей закладкой.

Описание этих систем не приводится в виду исключительно редких случаев их применения.

§ 5. СПЛОШНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ И ЗАКЛАДКОЙ

Эти системы применяют только при разработке пологопадающих месторождений небольшой мощности.

По конструктивным элементам они аналогичны (см. главу XIV) сплошным системам разработки с закладкой без крепления. Провести ясную границу между этими системами трудно, так как роль крепи в поддержании, ее количество и конструкция могут изменяться даже в пределах одного и того же блока по мере того, как изменяется устойчивость кровли.

Также трудно разделить варианты с выемкой полосами по восстанию от вариантов со сплошной выемкой по восстанию. Все варианты этой системы были рассмотрены нами в группе систем с закладкой. Поэтому ограничимся только кратким описанием одного, наиболее характерного варианта сплошной системы с усиленной распорной крепью и закладкой.

На руднике «Балей» (Забайкалье) участки пологопадающих кварцевых жил мощностью 0,8—1,5 м с очень неустойчивыми налегающими породами разрабатывали сплошной системой с усиленной распорной крепью и закладкой (рис. 231).

Над откаточным штреком 1 оставляют рудный целик шириной 4—6 м, в котором проходят рудоспуски 2 также через 4—6 м. Подсечку блока и проходку рудоспусков ведут по мере подвигания очистной выемки, с некоторым опережением. Линию очистного забоя делят на две-три части с опережением выемки нижних над верхними на 1,5—2 м. Руду отбивают горизонтальными шпурами глубиной 1,3—1,5 м.

Отбитую руду скреперуют к рудоспускам лебедкой, установленной над откаточным штреком.

Кровлю в призабойном пространстве поддерживают распорной крепью, а в местах сильных нарушений — кострами и стойками с верхняками. Для предотвращения разброса руды при взрывании в выработанное пространство ряды распорной крепи периодически обшивают дощатой затяжкой.

По мере подвигания очистной выемки выработанное пространство заполняют закладочным материалом. Величину отставания закладки от линии очистного забоя устанавливают с учетом устойчивости кровли, но обычно она не превышает 10 м. Закладочный материал поступает с верхнего штрека через

окна 3 в подштрековом целике, и размещается в выработанном пространстве скрепером.

Этот вариант имеет большие преимущества перед обычной сплошной выемкой с закладкой, следующей непосредственно за

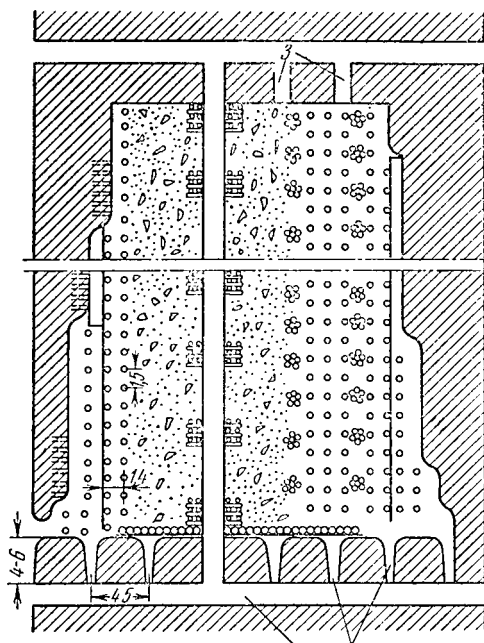


Рис. 231. Сплошная система разработки по простиранию с усиленной распорной крепью и закладкой

линией очистного забоя, а также перед сплошной выемкой по восстанию.

В практике отечественных и зарубежных рудников известны случаи применения систем с креплением и закладкой, которые нельзя отнести ни к одной из рассмотренных трех групп. Например, ортовая система разработки (разработка поперечными заходками) в свое время была распространена в мощных рудных телах с неустойчивыми рудой и боковыми породами, но в последнее время почти утратила практическое значение, поэтому описание ее не приводится.

Имеются случаи выемки полосами по восстанию с креплением и закладкой. От ранее описанной системы с выемкой полосами и закладкой она отличается только наличием регулярно устанавливаемой усиленной крепи.

§ 6. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ И С КРЕПЛЕНИЕМ И ЗАКЛАДКОЙ

Основными недостатками систем разработки с креплением очистного пространства, определяющим их низкие технико-экономические показатели, являются большой расход крепежных материалов и трудоемкость работ по креплению. Для систем разработки с креплением и закладкой очистного пространства к этому добавляется еще и значительная затрата труда на производство закладок.

Практика показывает, что трудоемкость работ по креплению (с учетом предварительной обработки и доставки крепи в очист-

рой забой) составляет в среднем 30—50% общей трудоемкости очистной выемки. Суммарная трудоемкость крепления и закладки достигает 50—70% общей трудоемкости очистной выемки; примерно такова и доля суммарных расходов на крепление и закладку в полной стоимости очистной выемки. Соотношение числа бурильщиков и забойных рабочих при системах с креплением в среднем составляет от 1 : 4 до 1 : 8, а при системах с креплением и закладкой — от 1 : 5 до 1 : 12. Отбойка при системах с креплением и с креплением и закладкой поэтому становится второстепенной операцией.

Несмотря на столь крупные недостатки, рассматриваемые системы все же применяют в определенных горногеологических условиях (они были подробно рассмотрены выше), благодаря в основном двум их важным достоинствам: возможности разрабатывать месторождения с особо неблагоприятными и сложными условиями залегания; полноте извлечения и малому разубоживанию руды при добыче.

Разработка с креплением и закладкой, кроме того, обеспечивает сохранение поверхности от обрушения и сдвижений и пожарную безопасность работ в рудах склонных к самовозгоранию или возгоранию.

Повышение эффективности систем с креплением в крутопадающих рудных телах возможно в основном за счет совершенствования конструкций крепи, механизации ее заготовки, доставки и установки, а в пологопадающих — за счет применения комбинированной (каменной, бетонной, металлической, штанговой) крепи, широкого использования энергии взрыва для доставки руды путем отброса, изыскания новых средств механической доставки.

Для повышения эффективности систем с креплением и закладкой особенно важны усовершенствование технологии и механизации закладочных работ, в частности применение гидравлической закладки хвостами обогащения, создание дешевых видов твердеющей закладки.

Глава XVII * СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

При системах разработки с обрушением вмещающих пород применяют такие методы очистной выемки, при которых выработанное пространство по мере выемки руды заполняется обрушающимися пустыми породами висячего бока залежи или надрудной толщи.

Для успешного применения этих систем разработки вмещающие породы должны легко обрушаться вслед за продвижением очистного забоя.

Системы разработки с обрушением вмещающих пород делят на системы с однослойной выемкой и обрушением вмещающих пород и на системы слоевого обрушения.

Системы разработки с однослойной выемкой применяют для разработки пологих и наклонных месторождений с выемкой руды одним слоем на всю мощность пласта, а системы слоевого обрушения — при разработке мощных крутых и наклонных месторождений с выемкой руды слоями сверху вниз.

Системы разработки с однослойной выемкой широко применяют в СССР при добыче марганцевых руд в Чиагурском и Никополь-Марганцевом бассейнах. Слоевое обрушение применяют только на некоторых рудниках при разработке руд цветных металлов и золота.

§ 1. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОДНОСЛОЙНОЙ ВЫЕМКОЙ РУДЫ И С ОБРУШЕНИЕМ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Сущность и условия применения.

Варианты системы

Сущность систем разработки с однослойной выемкой руды и обрушением вмещающих пород заключается в отработке подготовленных

участков месторождения одним слоем на полную мощность с последующим обрушением кровли и заполнением выработанного пространства обрушенными породами. Эти системы применяют при мощности залежи от 0,3 до 4 м. Применение систем с однослойной выемкой при мощности залежи более 4 м не рекомендуется ввиду сложных условий возведения крепи для поддержания пород кровли, а также наблюдения за ее состоянием и управления горным давлением.

Системы разработки с однослойной выемкой и обрушением кровли применимы при углах падения месторождения от 0 до 45°, однако при углах падения более 10° требуется более строгий подход к выбору параметров системы разработки и порядка очистной выемки.

При системах разработки с однослойной выемкой породы кровли должны обрушаться вслед за очистной выемкой. На контакте с рудным телом они, как правило, должны быть плотными и вязкими, но не сыпучими или разрушенными, склонными к вывалам при небольших обнажениях.

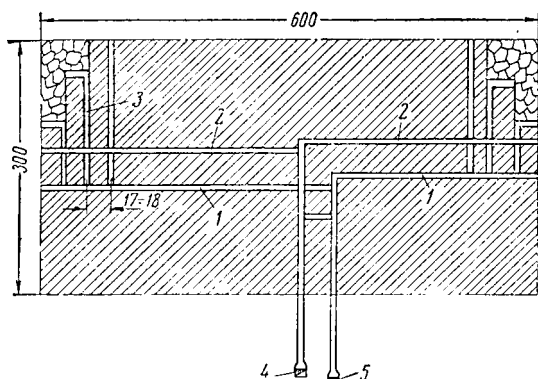


Рис. 232. Вскрытие и подготовка шахтного поля при столбовой системе разработки:

1 — главные откаточные штреки; 2 — вентиляционные штреки; 3 — панельные штреки; 4 — вентиляционный ствол; 5 — основной (подъемный) ствол

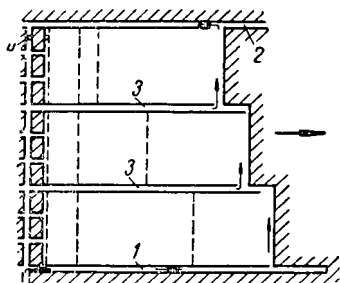


Рис. 233. Сплошная система разработки:

1 и 2 — главные штреки; 3 — панельные штреки; 4 — вентиляционная перегородка с дверью (стрелкой показано направление очистной выемки)

Породы лежачего бока должны быть плотными и устойчивыми для большей надежности крепления и достижения лучших результатов извлечения руды.

Колебания в мощности рудных тел и изменение гипсометрии почвы рудного пласта затрудняют ведение очистных работ, применение механизмов и снижают производительность труда горнорабочих.

При системах с однослойной выемкой возможна селективная выемка руды и сортировка.

Системы разработки с однослойной выемкой руды и с обрушением кровли делят на столбовые и сплошные.

Для столбовых систем разработки (рис. 232) обязательна предварительная разбивка шахтного поля на отдельные участки — столбы или панели — с проведением штреков, оконтуривающих столб, предназначенный к очистной выемке.

При сплошных системах разработки промежуточные подэтажные или панельные штреки, разрезающие подготовленный участок шахтного поля на панели или столбы между этажами или главными штреками, до начала очистной выемки не проходят (рис. 233).

Очистную выемку в пределах этажа между основными (этажными) штреками ведут одним или несколькими уступными сплошными забоями.

Столбовые системы разработки с обрушением кровли Столбовые системы разработки делят по форме столбов на системы разработки длинными (см. рис. 232) и короткими столбами (рис. 234).

Система разработки короткими столбами имела широкое применение при ручных методах добычи полезного ископаемого. В настоящее время ее применяют только в особо неблагоприятных горногеологических условиях.

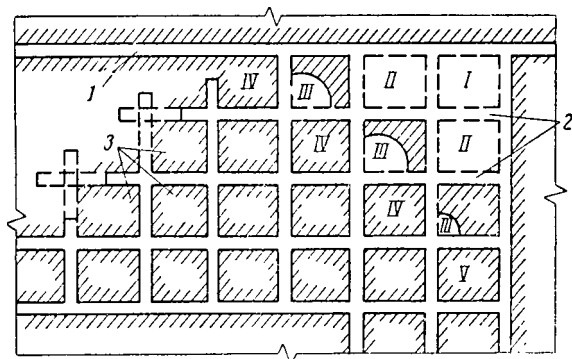


Рис. 234. Система разработки короткими столбами:
1 — главным откаточный штрек; 2 — панельные штреки;
3 — выемочные столбы; I, II, III, IV и V — очередность отработки коротких столбов

Подготовительные работы при столбовых системах разработки с однослойной выемкой и обрушением пород кровли заключаются в проведении главных откаточных штреков по руде или в пустых породах лежачего бока и панельных штреков, из которых начинают очистную выемку.

Главные панельные штреки крепят при небольшой величине горного давления неполными крепежными рамами, а при значительном горном давлении — полными крепежными рамами (рис. 235, а), а также металлической кольцевой податливой крепью (рис. 235, б). Для проветривания между панельными штреками через определенные промежутки проходят вентиля-

ционные сбойки. У главных откаточных штреков обычно оставляют рудный предохранительный целик, обрабатываемый при погашении этих выработок.

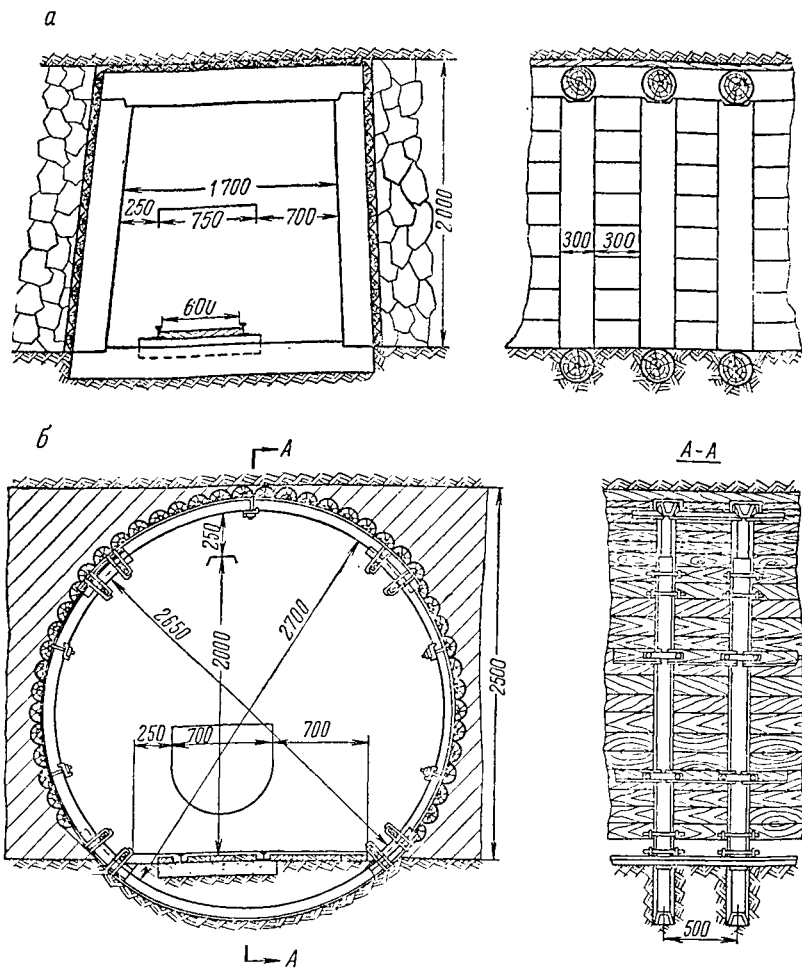


Рис. 235. Крепление выработок

В практике применяют следующие варианты столбовой системы разработки: узкими и широкими заходками; сплошными — забоем-лавой.

По направлению отработки столбов сплошным забоем различают выемку: 1) по простиранию (обычным забоем); 2) то же, радиальным забоем; 3) по восстанию; 4) по падению.

По характеру крепления очистного пространства различают варианты системы: 1) с обычными видами крепи; 2) со щитовой крепью.

Выемка узкими заходками (рис. 236). Отработку длинных столбов ведут от границ шахтного поля к стволу узкими заход-

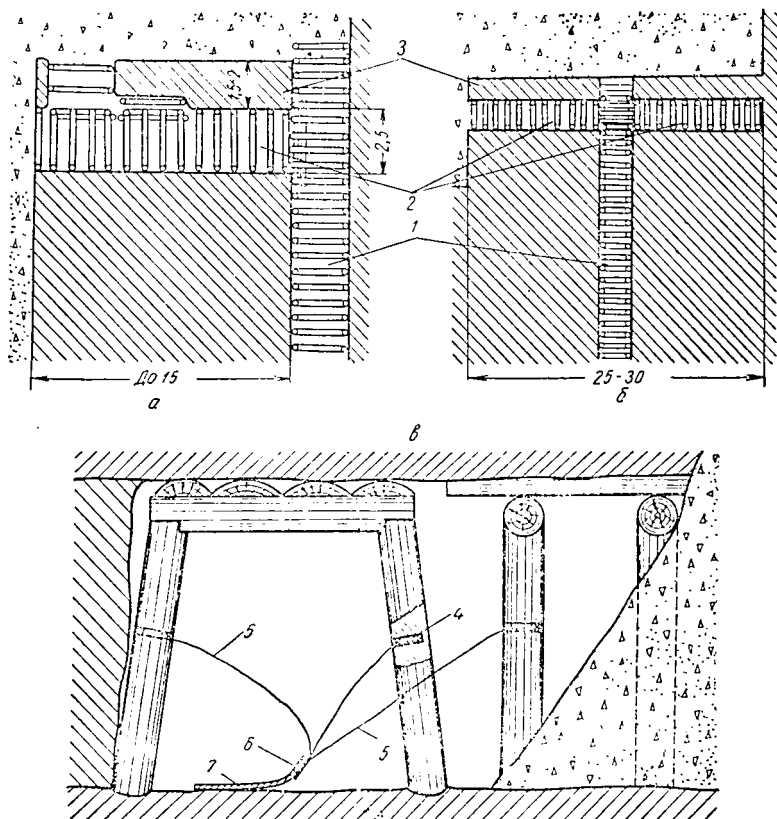


Рис. 236. Отработка узкими заходками:

а — односторонняя отработка столба; б — двусторонняя отработка столба;
 в — расстреливание крепи. 1 — панельный штрек; 2 — узкие заходки; 3 — це-
 лики; 4 — взрывчатое вещество; 5 — нити детонирующего шнура; 6 — капсуль-
 детонатор; 7 — огнепроводный шнур

ками шириной 2,5 м. Эти заходки проходят от панельного штреха до границы (рис. 236, а) или только до середины столба (рис. 236, б). Руду в заходках отбивают отбойными молотками или с помощью буровзрывных работ. При небольшой крепости руды для бурения шпуров применяют электросверла. Выработанное пространство крепят неполными крепежными рамами вразбежку. При неустойчивых сыпучих породах применяют пол-

ную затяжку кровли. При устойчивой кровле очистные забои крепят стойками.

Руду из очистного забоя до панельного штрека доставляют легкими переносными конвейерами в сочетании с перегружателями или грузят непосредственно в откаточные сосуды. Если заходки засекают рядом с выработанным пространством, то применяют сплошную затяжку боков заходки для избежания засорения руды пустыми породами. Забои проветривают вентиляторами местного проветривания. Иногда со стороны выработанного пространства оставляют целик шириной до 2—2,5 м. После продвижения заходки до середины столба производят выемку целика обратным ходом (см. рис. 236, а). По окончании отработки заходки последнюю обычно обрушают, а при устойчивой кровле оставляют непогашенной и выработывают следующую заходку. После чего производят обрушение кровли, подрывая крепь (см. рис. 236, в).

Ввиду небольшой производительности этого варианта столбовой системы для достижения требуемой производственной мощности шахты необходимо иметь в работе большое число заходов, что связано со значительными расходами по поддержанию выработок и обуславливает низкую производительность труда. В табл. 38 приведены технико-экономические показатели, характеризующие применение этого метода очистной выемки на рудниках треста Никополь-Марганец.

Выемку узкими заходками применяют в условиях значительного горного давления, когда большие обнажения кровли недопустимы и требуется раздельная выемка полезного ископаемого. Следует обратить внимание на тщательность возведения крепи, что является одним из основных мероприятий, гарантирующих безопасность работ. Выемка узкими заходками очень удобна при частных выклиниваниях рудного тела, а также при наличии включений пустых пород.

Выемка руды широкими заходками (рис. 237) отличается от ранее описанного варианта исключительно шириной заходки (4,5—7,5 м). Ее осуществляют засечкой из панельных штреков в одну или обе стороны одновременно двух (трест Никополь-Марганец) или трех узких заходов параллельно.

Таким образом, выемка столбов широкими заходками может быть односторонней, двусторонней и производиться из одного или двух панельных штреков.

Руду отбивают, как и при вышеописанном варианте. Крепление осуществляют неполными крепежными рамами, устанавливая их параллельно забою,

Заходки могут засекают с оставлением (или без оставления) небольшого целика со стороны выработанного пространства, который отработывают после окончания выемки руды из заходки обратным ходом. Если целик не оставляют, то необходима боко-

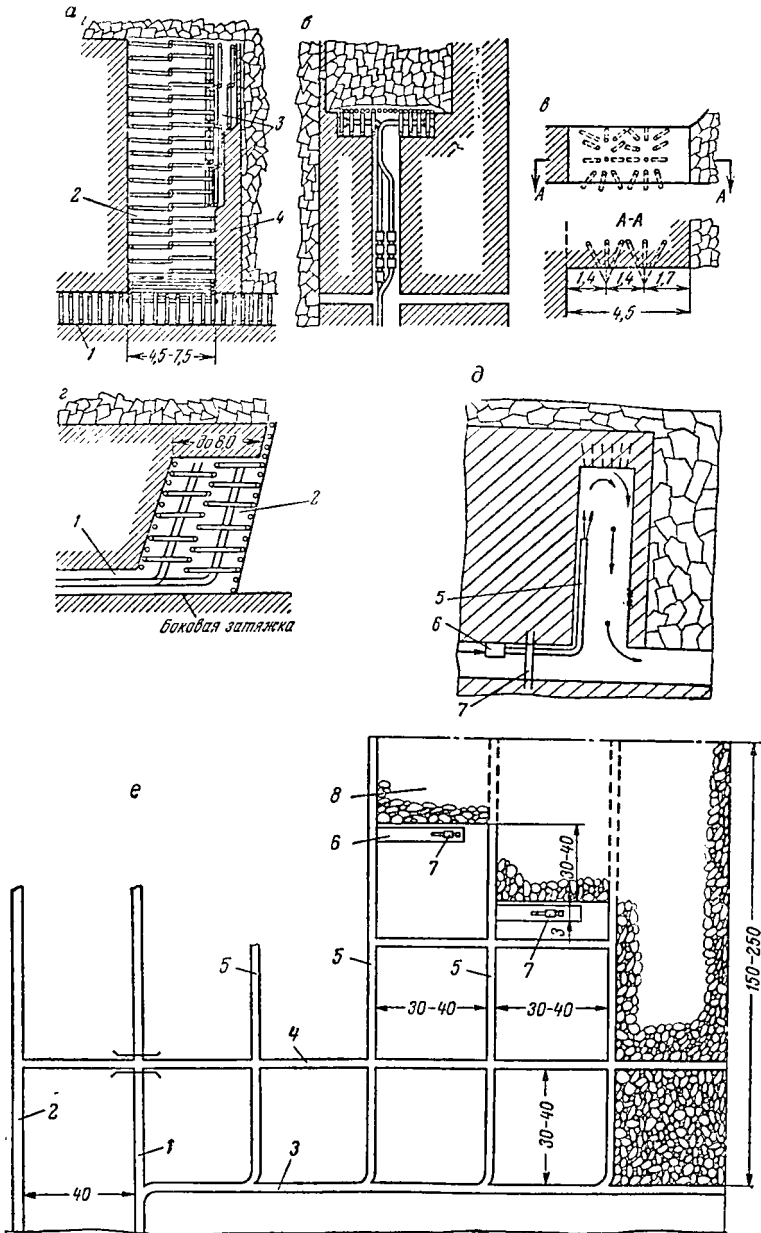


Рис. 237. Система разработки длинными столбами с выемкой руды широкими заходками:

а—односторонняя с оставлением целика; б—двусторонняя; в—схема расположения штуров в заходке; г—односторонняя без оставления целика; д—схема проветривания; 1—панельный выемочный штрек; 2—широкая заходка; 3—отработка целика; 4—целик; 5—вентиляционная труба; 6—вентилятор; 7—вентиляционная перегородка с дверью; е—схема отработки столбов длинными заходками 1—главный откаточный штрек; 2—главный вентиляционный штрек; 3—панельный откаточный штрек; 4—панельный вентиляционный штрек 5—нарезные (выемочные) штреки; 6—заходки; 7—комбайн МБЛ; 8—выработанное пространство

вая затяжка одной стороны заходки, которая будет граничить с вновь засекаемой. После продвижения заходки до середины выемочного столба производят посадку кровли выбивкой крепи или ее расстреливанием.

На рис. 237, б показано применение широких заходок на рудниках марганцевого бассейна в Чиатурах, где показано крепление очистного пространства и расположение рельсовых путей при погрузке руды в вагонетки, а на рис. 237, в — схема расположения шпуров в очистном забое.

Заходки могут засекаются под прямым или тупым углами к панельному штреку. Проветривание заходок производят вентиляторами местного проветривания.

На рудниках Никополь-Марганцевого бассейна находит успешное применение новая система разработки с отработкой столбов длинными заходками.

Сущность этой системы разработки заключается в разделении участка шахтного поля длиной 150—250 м на панели шириной 30—40 м. Через определенные промежутки (30—40 м) проходят вентиляционные сбойки. Очистная выемка начинается от границ шахтного поля к панельному откаточному штреку. Выемка руды производится заходками шириной 3 м с применением комбайнов МБЛ (погрузочных машин барабанно-лопастного типа).

Отработка смежных панелей ведется уступным забоем. Опережение очистной выемки составляет 30—40 м.

Применение новой системы разработки позволило получить более высокие технико-экономические показатели. Количество нарезных выработок и расход лесных материалов на 1000 т добычи уменьшилось соответственно с 19,5 до 9,8 пог. м и с 58 до 48 м³. Удельный вес очистной выемки в добыче увеличился с 78 до 88%, а коэффициент использования комбайнов МБЛ во времени — с 0,5 до 0,8.

Снижение себестоимости 1 т руды при варианте системы разработки длинными заходками по сравнению с вариантом короткими заходками. составило 0,55 руб.

При *выемке сплошным забоем-лавой* по простиранию между панельными штреками проводят просечной орт, от которого происходит подвигание очистного забоя (от границ столба в направлении к главному откаточному штреку). Руду в забое-лаве отбивают молотками или буровзрывными работами (рис. 238).

Отбитую руду грузят на конвейер или же убирают скрепером до панельных штреков, где ее грузят в откаточные сосуды. На рис. 238, а показана выемка руды забоем-лавой на рудниках Чиатурского бассейна.

По мере выемки руды кровлю подкрепляют при достаточной ее устойчивости стойками, а при недостаточной устойчивости — неполными крепежными рамами, которые устанавливают парал-

тельно забою. Применяют также усиленную крепь специальной конструкции (рис. 238, б).

При ведении очистных работ забоем-лавой наиболее важным является управление кровлей. При этом необходимо установить рациональную величину шага обрушения, т. е. ширину выработанного пространства,

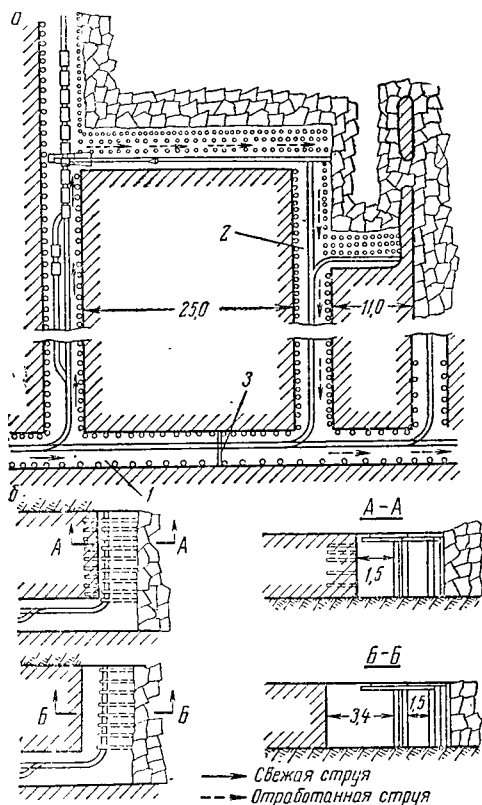


Рис. 238. Система разработки с выемкой руды сплошным забоем-лавой по простиранию:

1 — главный откаточный штрек; 2—панельный штрек; 3 — вентиляционная перемычка с дверью

как и при сплошной системе разработки. Свежая струя, поступающая по главному, а затем панельному штреку, омывает забой-лаву и по второму панельному и вентиляционному штрекам, а затем по стволу удаляется на поверхность.

Забои при выемке руды узкими и широкими заходками проветривают только вентиляторами местного проветривания. Расстояние до свежей сквозной струи сокращают за счет сбоек между панельными штреками.

пространства, поддерживаемого крепью до момента посадки кровли. После того как забой-лава продвинется на допустимую величину шага обрушения, призабойное пространство шириной 1,5—2,5 м подкрепляют усиленной крепью; на остальной площади крепь выбивают и извлекают (обычно не более 30—40% крепи), после чего кровлю обрушают, выработанное пространство заполняют обрушенными породами и операции очистной выемки повторяют.

Система разработки имеет следующие размеры основных элементов: длина столбов от 50 до 120 м (рудники Липецкого, Тульского, Никополь-Марганцевского бассейнов) и от 150 до 300 м (Чиатурский бассейн), ширина столбов от 10 до 50 м.

Проветривание при системе разработки с выемкой столба забоем-лавой производят так же,

Обработка столбов (по простираю) радиальным сплошным забоем. После проведения панельных штреков, оконтуривающих панель или столб, выше основного откаточного штрека 1 (рис. 239) засекают подсечную выработку 2, оставляя рудный целик шириной 3—5 м. Эту выработку сбивают дучками 3 с основным откаточным штреком. Затем проходят разрезной восстающий, от которого начинают очистную выемку сплошным радиальным забоем-лавой 4.

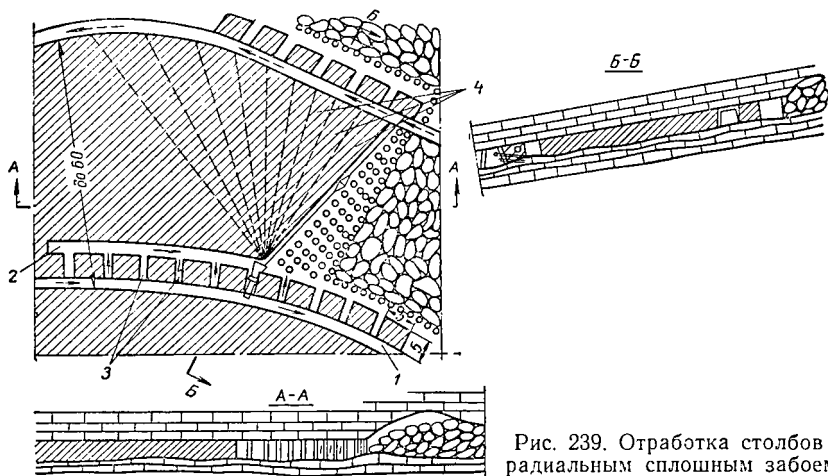


Рис. 239. Обработка столбов радиальным сплошным забоем

Такое ведение очистных работ затрудняет управление кровлей, которая должна быть в этом случае устойчивее, чем при системах разработки обычным сплошным забоем. Варьируя глубиной шпуров, добиваются опережающего подвигания сплошного забоя у вентиляционного штрека, что обеспечивает радиальную выемку.

Пластообразная залежь мощностью от 0,5 до 3 м, представленная трещиноватой и местами неустойчивой рудой, залегает в известняках крепостью 8—10. Угол падения 5—12°. Породы кровли малоустойчивые, гипсометрия почвы пласта сложная. Подготовительные работы описаны выше. Руду отбивали шпурами глубиной до 1 м, после чего ее сортировали, отбрасывая пустую породу в выработанное пространство.

До откаточного штрека руду доставляли скрепером. Выработанное пространство крепили стойками. Шаг обрушения принимали 8—10 м, устанавливая перед посадкой кровли органную крепь. Подвигание радиального забоя-лавы 10—15 м/месяц.

Производство очистной выемки сплошным забоем-лавой по восстанию и по падению пласта, так же как и проветривание, отличается от описанного выше ведения работ с подвиганием

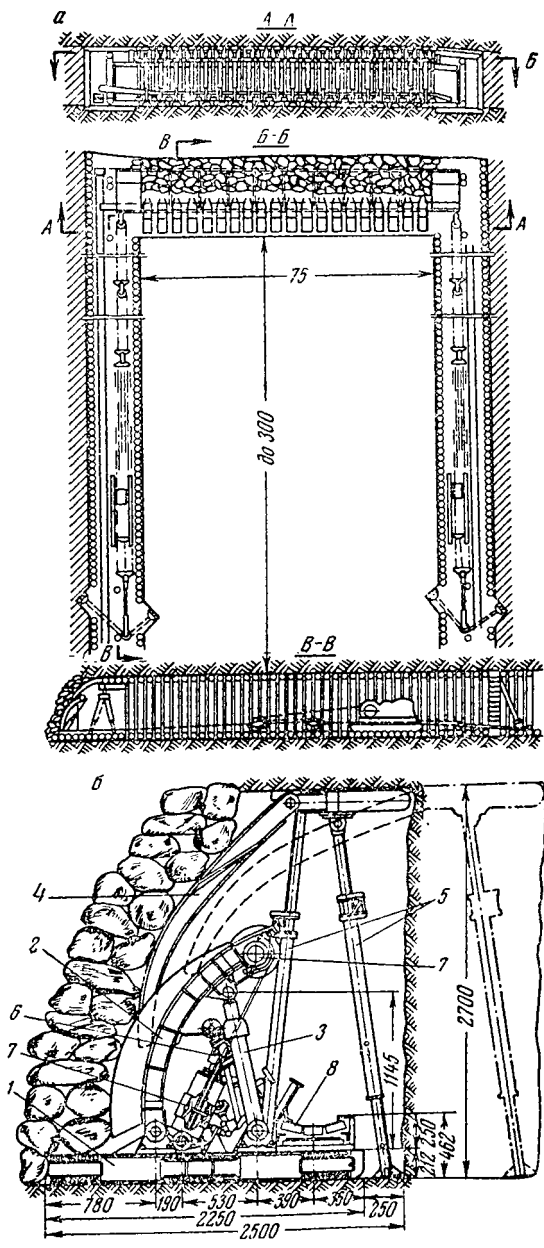


Рис. 240. Выемка руды лавой с применением щита ЩА-52-Р

После выдвижения всех козырьков почву пласта зачищают, освобождают канаты козырька и, включая тягальные лебедки, передвигают щит. В момент передвижения щита кровлю призабойной полосы поддерживают (см. рис. 240) передними частями козырьков, опирающихся на передовые стойки, а задняя часть козырька скользит по щитовому перекрытию и возвращается в исходное положение. Продолжительность указанных операций следующая: передвижение щита 2—3 мин; выдвижение козырька с перенесением передней стойки 10—15 мин; нагрузка на 1 м² щита 40 г; максимальное усилие при передвижении щита 80 т, а при выдвижении козырька около 5 т.

При слабой почве наблюдается погружение передовых стоек в почву на глубину до 30 см. В таких условиях имеет место опускание кровли на 20—30 см. Максимальное продвижение щита составляет 30 м/месяц, в сутки — около 2 м. Техничко-экономические показатели приведены в табл. 37.

Очистное пространство проветривают так же, как и при выемке лавой.

Сплошная система разработки с обрушением кровли

Подготовительные работы при сплошной системе разработки (см. рис. 233) заключаются в проведении этажных основных откаточных штреков. При выемке руды сплошным забоем-лавой между этажными штреками проходят разрезную выработку, от которой начинают очистную выемку.

При уступном расположении сплошных забоев в пределах этажа подэтажные откаточные и вентиляционные штреки, а также уклоны и бремсберги проходят одновременно с очистной выемкой и в последующем находятся в выработанном пространстве. В связи с этим для их поддержания необходимо либо оставление специальных рудных целиков, либо выкладка породных столбов, применение костровой крепи и проведение других мероприятий, обеспечивающих надежную сохранность этих выработок.

При сплошных системах разработки очистная выемка может производиться по простиранию, восстанию рудного тела и по падению.

Проветривание очистных забоев происходит так, как показано на рис. 233 (стрелками). Свежий воздух поступает по штрекам 1 и 3, омывает линию очистных забоев и по штреку 2 удаляется к вентиляционному стволу.

Руду при очистной выемке отбивают главным образом буровзрывными работами. При слабых рудах возможно применение отбойных молотков. Отбитую руду из забоя к откаточному штреку доставляют конвейерами или скреперами. По мере подвигания очистного забоя породы кровли обрушаются. Эту операцию производят через определенные интервалы (от 4 до 8 м), назы-

ваемые шагом обрушения. Перед обрушением пород кровли (посадкой кровли) на границе обрушения устанавливают ряд часто расположенных стоек (органная крепь), затем в пределах участка, где руда выработана и требуется произвести посадку кровли, производят частичную выемку крепи с тем, чтобы вызвать обрушение. Эту работу обычно выполняют опытные горнорабочие под контролем инженерно-технического персонала.

§ 2. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОДНОСЛОЙНОЙ ВЫЕМКОЙ РУДЫ И С ОБРУШЕНИЕМ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Системы разработки с однослойной выемкой и обрушением кровли обычно применяют при небольшой мощности рудных залежей. Шахтные поля при этом имеют большую протяженность, что обуславливает необходимость проведения и поддержания подготовительных выработок значительной длины. При некоторых вариантах рассматриваемой системы разработки (узкие и широкие заходки) еще не в полной мере разрешены вопросы механизации очистных работ. Все это является причиной недостаточно высокой производительности труда горнорабочих при очистной выемке.

Наиболее эффективно производство очистных работ забоем лавой как при сплошной, так и при столбовой системе разработки.

Отработка лавой позволяет механизировать трудоемкие операции по доставке полезного ископаемого. Длина лавы оказывает существенное влияние на технико-экономические показатели системы.

Преимущества отработки рудного тела длинными лавами: 1) при прочих равных условиях число действующих лав уменьшается, так как с увеличением их длины возрастает производительность; 2) сокращаются расходы на подготовительные работы и на поддержание выработок; 3) упрощается надзор за ведением горных работ.

Недостатки работы длинными лавами: 1) сложность передвижения людей к месту работы и транспортирования материалов; 2) нарушение работы в забое-лаве отражается на добыче шахты, так как число действующих лав значительной длины обычно велико и удельный вес добычи полезного ископаемого в лаве по отношению к общешахтной велик; 3) при неправильном залегании рудного тела (выклинивания, сбросы, сложная гипсометрия почвы рудного пласта, изменение угла падения) нарушается нормальная работа лавы; 4) применение длинного забоя-лавы возможно только при неизменных горнотехнических условиях, когда используют стандартные способы очистной выемки, отбойки, доставки и крепления.

Следует отметить, что применение длинного забоя-лавы возможно при устойчивых вмещающих породах. При уступной выемке сплошными забоями поддержание подэтажных, панельных штреков **Б** выработанном пространстве обходится очень дорого.

Систему разработки длинными столбами применяют при высоком горном давлении, так как основные выработки, пройденные в рудном массиве, более надежны.

Предварительная разрезка шахтного поля на столбы позволяет заранее знать условия залегания и качество руды, а также запланировать соответствующие методы работы и гарантировать работу шахты от всяких неожиданностей.

Кроме того, предварительная нарезка шахтного поля на столбы позволяет в случае необходимости увеличить добычу шахты за счет дополнительных забоев.

Независимое проведение очистных и подготовительных работ при столбовой системе упрощает производственный процесс. В табл. 37 и 38 приведены технико-экономические показатели различных вариантов столбовой системы разработки, применяемых на рудниках Чиатурского и Никополь-Марганцевского бассейнов.

Таблица 37

Технико-экономические показатели различных вариантов столбовой системы разработки с обрушением кровли, применяемых в Чиатурском бассейне

Вариант системы	Производительность труда рабочего по участку; (сырой руды), т/смену	Расход на 1 т сырой руды				Потери, %	Разубоживание, %	Себестоимость 1 т сырой руды, руб.
		лесоматериалов, м ³	взрывчатых веществ, кг	электроэнергии, кВт·ч	сжатого воздуха, м ³			
Узкие заходки с отбойкой руды отбойными молотками и погрузкой машиной ПМЛ-5	8,74	0,036	—	0,171	64,09	15,15	2,15	1,29
Широкие заходки с отбойкой руды буровзрывными методами и погрузкой машиной ПМЛ-5	10,72	0,032	0,224	0,314	10,57	15,45	8,03	1,27
Лавами и с отработкой целиков с опережением лав:								
заходками	9,02	0,0306	0,315	0,442	25,00	14,95	14,50	1,07
лавами	9,20	0,030	0,312	0,423	22,60	13,42	11,22	0,95

Из данных таблиц видно, что выемка широким забоем-лавой является наиболее эффективной. При системе разработки забоем-лавой обеспечиваются наиболее высокая производительность

труда горнорабочих, хорошее проветривание забоя и возможности механизации погрузки руды. При выемке заходками условия безопасности труда ухудшаются в связи с наличием одного выхода из забоя и плохим проветриванием. Производительность труда ниже ввиду трудности механизации горных работ. При неустойчивых вмещающих породах производительность труда горнорабочих снижается, а расход лесных материалов увеличивается. Наиболее низкие технико-экономические показатели получают при варианте системы с узкими заходками. Однако этот вариант системы единственно возможный при отработке целиков и значительном горном давлении.

Таблица 38

Технико-экономические показатели различных вариантов столбовой системы разработки, применяемых в Никополь-Марганцевском бассейне

Показатели	Узкие заходки	Широкие заходки	С забоем лавой	Со шпитом*
Производительность труда, <i>т/смену</i> :				
забойщика	27,9	33,6	35,0	
рабочего забойной группы	13,9	15,8	17,1	10,1
рабочего по горному цеху	2,8	3,1	3,4	5,8
Расход крепежного леса, <i>м³/тыс. т</i>	35	60	65	2—3
Объем нарезных работ, %	20	18,0	15	—
Средняя площадь обнажения кровли, <i>м²</i>	85	125	180	—

* По результатам опытных работ широкого распространения шпотовая выемка еще не получила.

Ниже приведены технико-экономические показатели системы разработки с радиальной выемкой столба, разрабатываемого по простиранию.

Мощность залежи, <i>м</i>	0,5—3,0
Угол падения, <i>град.</i>	5—12
Ширина блока, <i>м</i>	30—60
Длина лавы, <i>м</i>	25—50
Шаг обрушения, <i>м</i>	8—10
Производительность труда, <i>м³/смену</i> :	
бурильщика	17,0
забойного рабочего	1,83
Расход материалов на 1 <i>м³</i> горной массы:	
лесных, <i>м³</i>	0,05
ВВ, <i>кг</i>	0,75

Недостатки радиальной выемки сплошным забоем по сравнению с обычным сплошным забоем: 1) усложняются крепление и управление горным давлением; 2) увеличивается длина скрепления; 3) затрудняется ведение буровзрывных работ.

Дальнейшее развитие рассмотренной системы разработки пойдет по пути широкого применения длинных столбов с забоем-

лавой, учитывая ряд вышеперечисленных преимуществ этого варианта системы.

Большое внимание будет уделено механизации отбойки, погрузки и доставки руды в очистном забое, а также применению металлической передвижной крепи, применяющейся на угольных шахтах. При мощности рудного тела более 1,5 м будут применяться самоходные буровые и погрузочные машины, а также самоходные челноковые вагонетки.

§ 3. СИСТЕМА СЛОЕВОГО ОБРУШЕНИЯ

Сущность и условия применения.

Варианты системы

При системе слоевого обрушения разработку руд производят горизонтальными слоями сверху вниз (см. рис. 241).

В пределах отрабатываемого слоя, высота которого изменится от 2 до 4 м, руду отбивают с помощью буровзрывных работ, резе отбойными молотками. От забоя до рудосвалочного восстающего руду доставляют скрепером или погрузочно-доставочными машинами.

Выработанное пространство в процессе очистной выемки поддерживается крепью. После выемки руды на подошве выемочной выработки укладывают деревянный настил или металлическую сетку, покрываемую старым лесом для отделения руды нижележащего слоя от налегающих пустых пород. Толщина защитного слоя, называемого древесным матом (мат — гибкая циновка), по мере отработки слоев в пределах этажа увеличивается. После укладки мата крепь подрывают и налегающие на крепь и мат пустые породы обрушаются, заполняя выработанное пространство.

Системы слоевого обрушения применяют:

1) для разработки богатых и ценных руд, так как потери и засорение пустыми породами при этой системе минимальны;

2) если руда имеет среднюю или ниже средней крепость;

3) при любом угле падения залежи, но предпочтительнее крутое падение для более эффективного использования слоя древесного мата, отделяющего руду от пустых пород. При недостаточно крутом падении залежи мат теряется в процессе разработки на лежащем боку;

4) при вмещающих породах всяческого бока, способных обрушаться вслед за рудой. При крутом падении вмещающие породы могут быть крепкими. Однако в этих условиях необходимо, чтобы над отрабатываемой залежью была создана толща пустых пород. При мощности рудной залежи до 20 м высота этой толщи пустых пород должна быть равна мощности залежи. При большей мощности рудного тела увеличение высоты толщи пустых пород более 20 м не требуется;

5) в тех случаях, когда требуется селективная выемка и выборка пустых пород в забое.

Обводнение зон обрушения, способствовавшее образованию разжиженной массы покрывающих пустых пород, исключает возможность применения системы слоевого обрушения, так как при

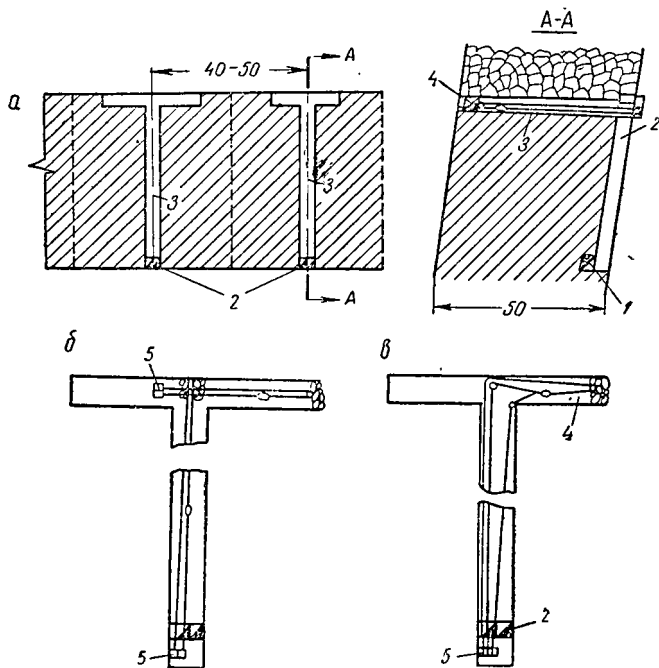


Рис. 241. Система слоевого обрушения с выемкой руды заходками и скреперной доставкой:

a — одной двухбарабанной скреперной лебедкой; *б* — двумя двухбарабанными скреперными лебедками; *в* — трехбарабанной скреперной лебедкой; 1 — рудный откаточный штрек; 2 — рудосвалочный восстающий; 3 — слоевой орт; 4 — заходка; 5 — скреперные лебедки.

этом возможны прорывы жидкой грязи в выработки шахты с неизбежными катастрофическими последствиями¹

Систему разработки слоевым обрушением применяют в отечественной и зарубежной практике в двух основных вариантах, различающихся способами выемки руды — заходками; сплошным забоем-лавой.

Вариант системы разработки слоевым обрушением с выемкой заходками имеет следующие разновидности: 1) с заходками, пройденными под углом к основной слоевой выработке, и убор-

¹ В 1931 г. такой случай был на шахте «Магистраль» Ингулецкого рудника (Криворожский бассейн).

кой руды скрепером или погрузочно-доставочной машиной в рудосвалочный восстающий (см. рис. 241); 2) с параллельными прямыми заходками и уборкой руды скрепером непосредственно в рудосвалочный восстающий; 3) с параллельными прямыми заходками и аккумулярующими выработками в виде слоевых аккумулярующих траншей; 4) с аккумулярующими поэтажными штреками; 5) с разрезными траншеями; 6) с радиальными заходками и уборкой руды в рудосвалочный восстающий.

Система слоевого обрушения с выемкой руды заходками

Выемка руды заходками, пройденными под углом к основной слоевой выработке. Подготовку рудного тела к очистной выемке при

системе слоевого обрушения производят полевыми или рудными штреками. Полевые штреки предпочтительнее, так как при этом обеспечивается большая надежность эксплуатации и хорошее проветривание очистных забоев. При подготовке рудными штреками необходимо проведение специальных вентиляционных штреков на поэтажах.

После проведения штреков на основном откаточном горизонте залежь разбивают на блоки и в пределах блока проходят восстающие для сообщения с горизонтом очистной выемки, вентиляции, перепуска руды и доставки материалов.

На рис. 241 показано расположение подготовительных выработок.

В зависимости от мощности рудного тела и принятого варианта системы слоевого обрушения восстающие проходят из штреков или ортов основного откаточного горизонта. По руде восстающие проходят, закрепляя их сплошной срубовой крепью. В зависимости от числа восстающих и их назначения они имеют одно — три отделения.

Слоевые орты и штреки проходят сечением 2,5 X 2,5 м и крепят неполными крепежными рамами. Подготовку к очистной выемке осуществляют проходкой с основного откаточного горизонта до рабочего слоя восстающих, имеющих рудосвалочное, ходовое и вентиляционное отделения. Желательна проходка специального вентиляционного восстающего, а при малой мощности залежи (10 -и)—вентиляционных поэтажных штреков для лучшего проветривания очистных забоев.

Из восстающего либо под настилем древесного мата вышележащего этажа, либо оставляя руду в кровле (при высоте слоя более 2,5 м) проводят основную слоевую выработку — штрек или орт (на рис. 241 показан орт). Из основной слоевой выработки на границе с выработанным пространством или у контактов с боковыми породами под прямым углом засекают выемочные заходки. Высота слоя колеблется от 2 до 4 м. После выемки первой заходки засекают следующую заходку и т. д.

Наименее производительной является проходка первой заходки. При выемке последующих заходок отбойку руды ведут при трех обнаженных плоскостях.

Для проходки второй и последующих заходок шпуров пробуривают так, как показано на рис. 242.

В заходке высотой более 3 м верхние шпуров бурят с полков. Глубину шпуров принимают до 2—3 м. Число шпуров в заходке изменяется в зависимости от крепости руды и площади заходок.

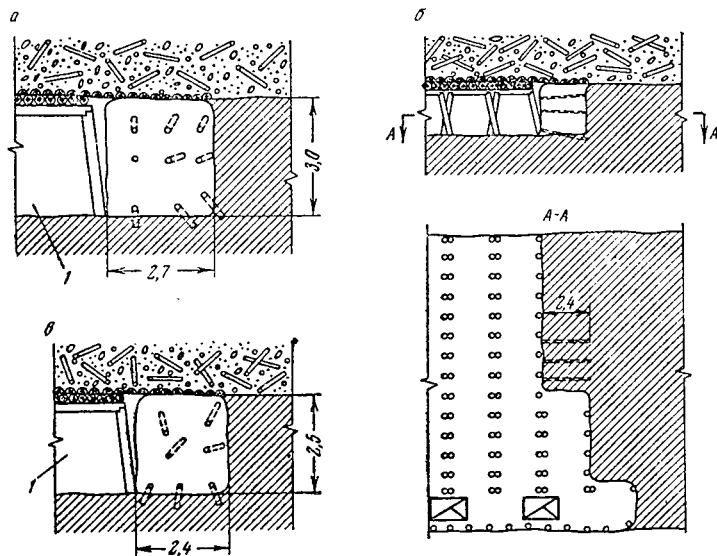


Рис. 242. Обустройство заходок:

а, б и в — схемы расположения шпуров; 1 — отработанная заходка

Руду, отбитую в заходке, доставляют к рудосвалочным восстающим чаще всего скрепером. Для погрузки и доставки руды применяют специальные погрузочно-доставочные машины. После уборки руды в заходке ее крепят неполными крепежными рамами, переклады которых подводят под настил, уложенный на подошве вышележащего отработанного слоя.

В случае применения скреперной доставки на подошве слоев выработок укладывают специальный настил из старых рельсов для избежания рытья канав скрепером. После отработки трех-четырех заходок¹ на их подошве укладывают либо деревянный настил, либо металлическую сетку, покрываемую старым лесом. Затем производят подрывание крепи для того, чтобы вызвать обрушение вышележащей толщи древесного мата и налегающих пород.

¹ Число таких заходок, погашаемых совместно, устанавливается опытом.

На рис. 243 показано сооружение настила горбылями, укладываемыми параллельно оси слоевых выработок таким образом,

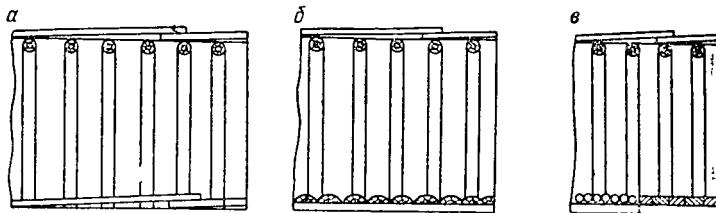


Рис. 243. Устройство настила на подошве слоевых выработок

чтобы концы каждого ряда горбылей перекрывали бы концы предыдущих (рис. 243, *а*); горбылями, укладываемыми под пря-

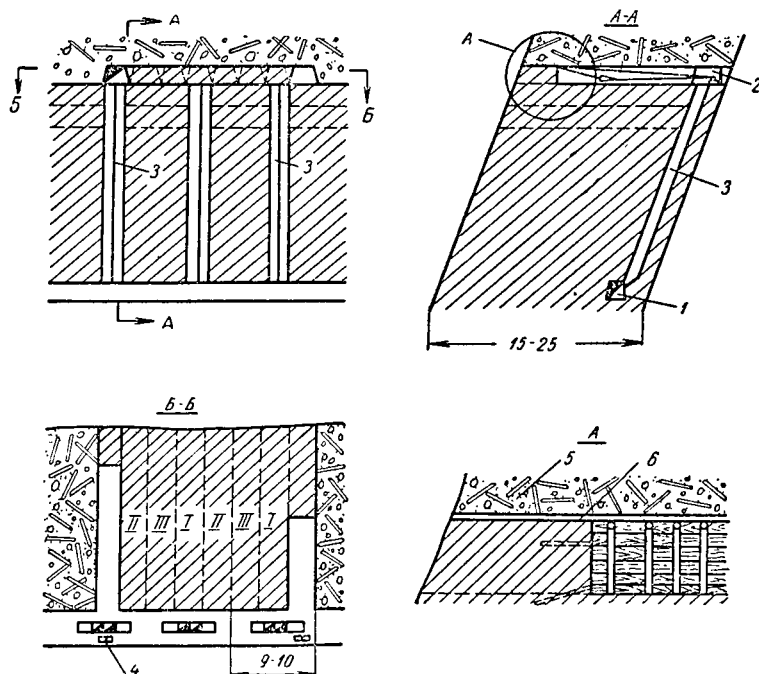


Рис. 244. Слоевое обрушение с прямым скреперованием:

1 — откаточный штрек; 2 — слоевой штрек; 3 — восстающий; 4 — скреперная лебедка; 5 — мат; 6 — настил; I, II и III — заходки, вынимаемые от лежащего бока к висячему

мым углом к оси слоевых выработок на специальных лежанках (рис. 243, *б*) и с помощью металлической сетки (рис. 243, *в*).

При подрывании крепи заходку, прилегающую к рудному массиву, сохраняют для того, чтобы производить очистную выемку в следующей заходке при трех обнаженных плоскостях. Перед погашением заходок рабочие должны быть выведены из опасной зоны.

Если в процессе очистной выемки встречаются прослойки пустых пород в рудном теле, то в очистном забое можно производить ее выборку. В этом случае пустые породы удаляют в ранее отработанную заходку.

Выемку слоя ведут от границ блока к центру, где обычно расположены ходовой и вентиляционный восстающие.

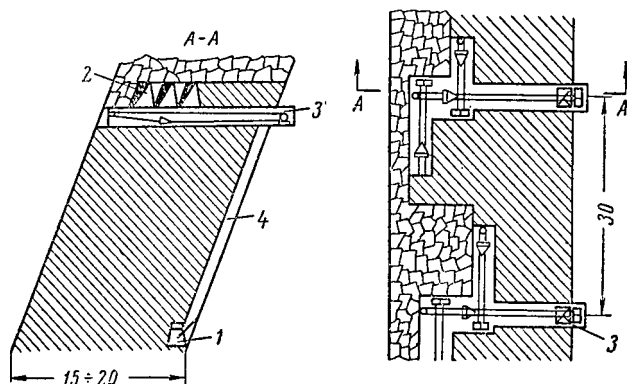


Рис. 245. Выемка руды параллельными прямыми заходками с аккумулялирующими слоевыми траншеями:

1 — штрек откаточный; 2 — заходки; 3 — аккумулялирующая траншея; 4 — рудосвалочный восстающий

Выемка руды параллельными прямыми заходками. При этом варианте системы разработки проходят рудосвалочные восстающие (рис. 244) на небольшом расстоянии друг от друга (10 м), а также параллельные прямые заходки от основной слоевой выработки до границ блока. В остальном производство очистной выемки при этом варианте не отличается от предыдущего.

Недостатки этого варианта — большой объем подготовительных работ и трудность поддержания рудосвалочных восстающих в процессе очистной выемки.

Крепь рудосвалочных восстающих сильно изнашивается от трения и ударов кусков руды. Крепь предохраняют от истирания обшивкой досками толщиной 50 мм. -

Обычно рудосвалочные восстающие ремонтируют через 1—1,5 месяца.

Выемка руды параллельными прямыми заходками с аккумулялирующими слоевыми траншеями. Недостатки вышеописанного

варианта системы разработки вызвали необходимость применения слоевых аккумулирующих траншей, которые (рис. 245) проходят на один слой ниже обрабатываемого. Руду из выемочных заходов скреперуют в аккумулирующую траншею, а затем второй скреперной установкой доставляют по аккумулирующей траншее к рудоперепускному восстающему. При этом объем

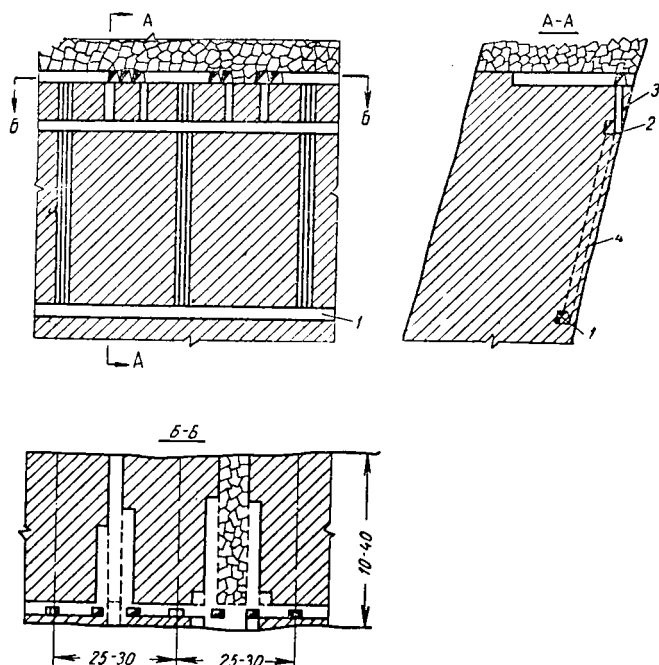


Рис. 246. Выемка руды прямыми заходками с аккумулирующей подэтажной выработкой:

1 — откаточный штрек; 2 — подэтажная аккумулирующая выработка; 3 — рудоспуск; 4 — восстающий

подготовительных работ и стоимость поддержания выработок уменьшаются, так как необходимость в проходке большого числа восстающих отпадает. Недостатки этого варианта — двойное скреперование и неудобство работ — обусловлены сложностью закрепления места пересечения выработок обрабатываемого слоя с аккумулирующей траншеей. Эти недостатки ограничивают применение этого варианта системы.

Глубину траншеи принимают 1,2—2,5 м. Емкость такой траншеи в связи с этим невелика.

Выемка руды параллельными прямыми заходками с аккумулирующей подэтажной выработкой. Этот вариант системы слое-

вого обрушения отличается от ранее описанного только тем, что аккумулятивное руды происходит не в слоевых траншеях, а в подэтажных выработках, которые проходят на один — три слоя ниже обрабатываемого (рис. 246). За счет этого при отработке большей части запасов блока удается избежать отмеченных выше недостатков.

При отработке слоя, примыкающего к подэтажной аккумулятивной выработке, последняя превращается в слоевую траншею и очистные работы при отработке слоя сопровождаются указанными выше неудобствами.

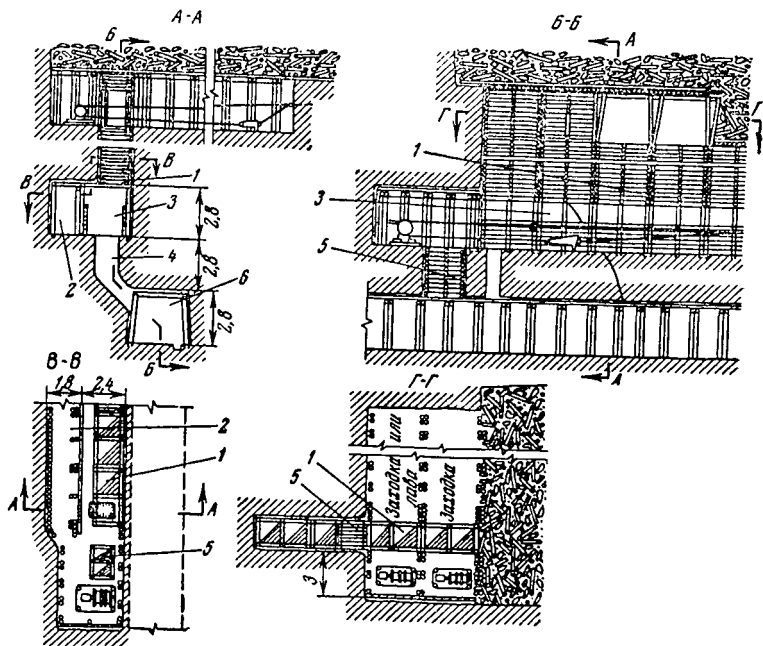


Рис. 247. Система слоевого обрушения с аккумулятивной траншеей:

1—разрезная траншея с креплением; 2—людовой ходок; 3—ортскреперования; 4—рудоспуск; 5—лестничное деление сруба по мере подвигания очистных работ; 6—откаточный орт

Выемка руды параллельными прямыми заходками с аккумулятивной разрезной траншеей. На рис. 247 показан вариант слоевого обрушения с выемкой руды прямыми заходками и скреперной доставкой руды в аккумулятивную разрезную траншею. В остальном ведение очистной выемки аналогично вышеописанному. Применение этажных аккумулятивных траншей исключает необходимость двойного скреперования, повышает производительность системы слоевого обрушения, однако условия

безопасности труда несколько ухудшаются, так как поддержание траншей связано с определенными трудностями.

Выемка руды радиальными заходками с уборкой руды в рудосвалочный восстающий. Характерной особенностью данного варианта слоевого обрушения (рис. 248) является выемка руды радиальными заходками, что значительно осложняет ведение

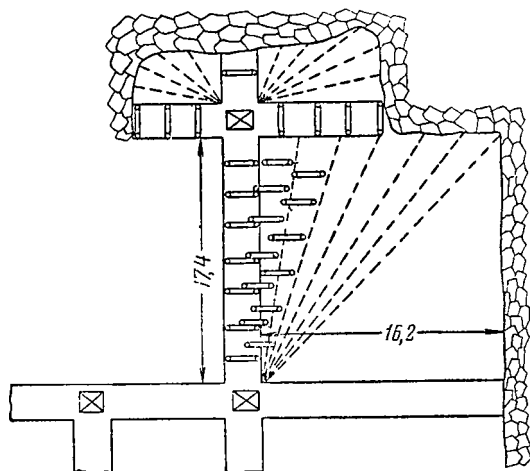


Рис. 248. Выемка радиальными заходками

очистных работ, особенно крепление и доставку руды. Этот вариант системы разработки в отечественной практике не применяют. Широкое распространение он имеет на железных рудниках Верхних Озер в США.

Недостатком этого варианта системы разработки является увеличение площади обнажения выработок, расположенных непосредственно у ходового и рудосвалочного восстающих, что ухудшает условия безопас-

ности работ в последней стадии очистной выемки.

Основные технико-экономические показатели варианта системы слоевого обрушения с выемкой заходками приведены в табл. 39.

Размеры конструктивных элементов и технико-экономические

Рудник	Горногеологические условия				Размеры ос	
	коэффициент крепости f		мощность рудного тела, м	угол падения, град	длина	
	руды	вещающих пород			блока	заходок
Серный	9	8	6—10	60	20,0	7,0
Медный	5—10	3—7	20—25	65—80	20,0	10,0
Медный	7—8	Неустойчивые	10—15	65	50,0	4—6,5
Полиметаллический	8—10	Средней устойчивости	25—70	60—70	12,0	5,0

**Слоевое обрушение
с выемкой руды
забоем-лавой**

Особенностью данного варианта системы является ведение очистной выемки широким забоем на всю мощность рудного тела или по всей ширине блока в том случае, если очистную выемку производят вкрест простирания.

Подготовку слоя к очистной выемке осуществляют проходкой двух основных слоевых выработок, сбиваемых между собой разрезной выработкой, от которой начинается подвигание забоя-лавы и собственно очистная выемка.

Наиболее целесообразно применение этого варианта системы разработки с аккумулярованием (рис. 249), что обеспечивает высокую производительность очистной выемки.

Необходимо отметить, что при данном варианте системы обеспечиваются более широкий фронт очистных работ, высокая производительность, хорошее проветривание очистного забоя сквозной струей и, как следствие, более низкая себестоимость.

В табл. 40 приводятся данные о параметрах системы разработки слоевого обрушения с выемкой лавами в нашей отечественной практике.

Очистную выемку в забое-лаве начинают с бурения шпуров глубиной 1—1,5 м и взрывания их на участках, длину которых определяют величиной горного давления. Отбитую в забое-лаве руду убирают скрепером. Кровли лавы крепят стойками, которые устанавливают под прогоны настила, уложенного на подошву вышележащего слоя.

Весьма важно установление оптимального шага обрушения, зависящего от местных условий, главным образом от горного давления. Обычно шаг обрушения кровли принимают 4—5 м.

Таблица 39

показатели системы слоевого обрушения с выемкой заходками

новыx элемент ов, м		расположение заходок	Основные технико-экономические показатели					
слоя	этажа		производительность труда, м/смену		расход материалов на 1 м ³ руды		потери РУДЫ, %	разубоживание РУДЫ, %
		бурильщика	забойного рабочего	вв, кг	крепежного леса,			
2,0	28,0	Вкрест простирания То же	5-6	1,5—2	0,85	До 0,20	5	3,0
2,5	55,0		7—8	2—3,5	1,35	0,10	До 8	4,12
2,7	60,0	»	5—7	3—3,5	0,85	0,13		5,1
2,5	—	»	6—7	1,5—2	0,7	0,08	8	5,0

Размеры конструктивных элементов и технико-экономические

Рудник	Горногеологические условия				Размеры основ			
	коэффициент крепости f		мощность рудного тела, м	угол падения, град	длина		высота слоя	шаг обрушения кровли
	руды	вмещающих пород			блока	лавы		
Медный	7—8	Неустойчивые	15—25	65	25	25—40	2,5—3	5—6
Полиметаллический	5—13	То же	30—40	50—60	30—40	7—18	2,5	4,0

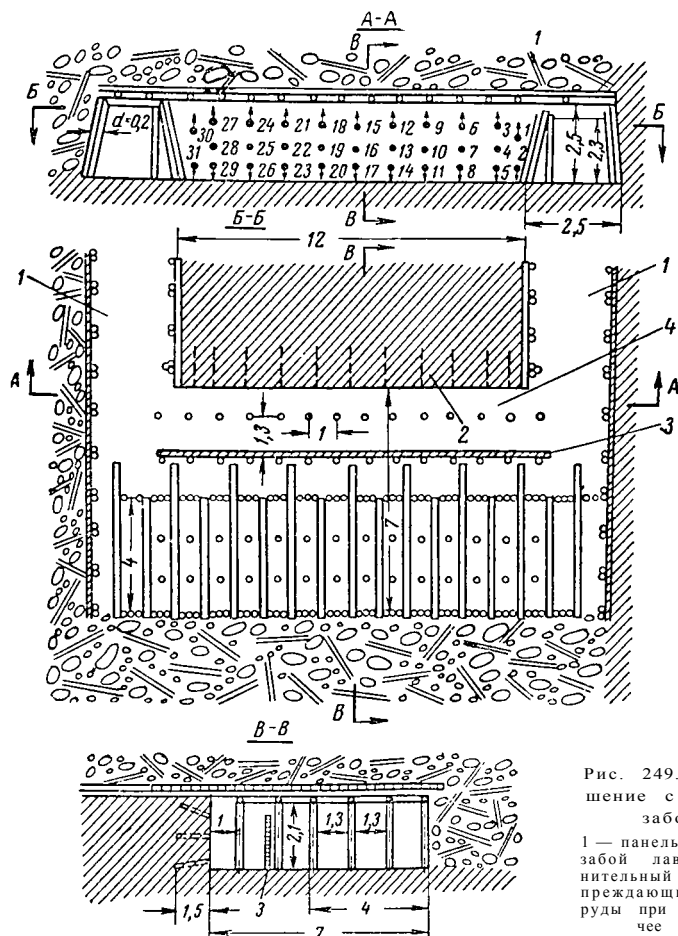


Рис. 249. Слоевое обрушение с выемкой руды забоем-лавой:
 1 — панельные штреки; 2 — забой лавы; 3 — предохранительный барьер, предупреждающий разубоживание руды при взрыве; 4 — рабочее пространство

показатели системы слоевого обрушения с выемкой лавами								
ных элементов, м		Основные технико-экономические показатели			показатели			
высота забоя	расположение забоя лавы	производительность труда, м/смену		расход материалов на 1 м ³ руды		потери руды, %	разубоживание руды, %	
		бурильщика	забойного рабочего	ВВ, кг	крепежного леса, м			
60	По простиранию и вкрест простирания	6—14	4—8	1,00	0,06	—	—	
28	По простиранию	—	3,5—4,5	0,54	0,13	1—3	5	

После подвигания забоя-лавы на величину принятого шага обрушения производят укладку настила на подошве выработанного пространства и расстреливание крепи.

Большое значение при этом варианте системы разработки слоевого обрушения имеет укладка настила на подошве, который должен обеспечить отработку нижележащего слоя без нарушения сплошности мата и сохранение крепи в призабойной полосе. В этом случае укладывают прогоны длиной 3,5—4 м через каждые 1—1,5 м перпендикулярно забою лавы с последующим покрытием их горбылями или обалопами.

При ведении очистных работ в нижележащем слое прогоны играют роль консоли до момента установки подхватывающих стоек. Перед посадкой кровли (см. рис. 249) призабойное пространство защищается специальным барьером и рядом органической крепи.

§ 4. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПРИ СИСТЕМЕ СЛОЕВОГО ОБРУШЕНИЯ. ПРОВЕТРИВАНИЕ

При системе слоевого обрушения в связи со сравнительно низкой производительностью очистных забоев и частой перемещаемостью производственных операций технологического процесса добычи руды важное значение имеет правильная организация труда.

При этом цикл операций по бурению, взрыванию, проветриванию, уборке руды и креплению очистного забоя должен укладываться в заданное время.

На рис. 250 показан график организации работ в заходках на медных рудниках Урала. Состав комплексной бригады 6 человек. В сутки бригада в каждой заходке должна выполнять 1,5 цикла.

Аналогично организована работа в очистных забоях и на Золотушинском руднике (Алтай), на котором комплексная бригада также работает в двух заходках. Состав бригады 9—12 чело-

век. Продолжительность смены 6 ч. За смену выполняется 1—1,5 цикла. По наблюдениям НИГРИСа производительность скреперной установки при доставке руды из заходки была 10—15 м³/смену, а на скреперном орте 30—40 м³/смену.

№ заходки	Производственные процессы	Объем работ	Смены и часы																							
			I							II							III									
			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
1	Бурение шпуров и их заряджание	$(6 \text{ шп.} \times 1,6 \text{ м}) + (4 \text{ шп.} \times 1,7 \text{ м}) = 16,4 \text{ шпур/метр}$ 2 крепежные рамы $6,25 \text{ м}^2 \times 1,5 \text{ м} = 9,4 \text{ м}^3$ Взрывание и проветривание 10 шпуров	[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]									
	Крепление		[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]									
	Доставка руды		[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]									
	Взрывание и проветривание		[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]									
2	Бурение шпуров и их заряджание	то же	[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]									
	Крепление		[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]									
	Доставка руды		[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]									
	Взрывание и проветривание		[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]							[Горизонтальная линия]									

Рис. 250. График организации работы в заходках

На рис. 251 показан график цикличности при работе комплексной бригады в составе 12 человек в двух заоях-лавах на

Лавы	Операции	Смены и часы																													
		I						II						III						I						II					
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24						
№1	Бурение шпуров и их заряджание	[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]											
	Взрывание и проветривание	[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]											
	Крепление	[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]											
	Скреперование	[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]											
	Перестановка лавьетки	[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]											
№2	Бурение шпуров и их заряджание	[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]											
	Взрывание и проветривание	[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]											
	Крепление	[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]											
	Скреперование	[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]											
	Перестановка лавьетки	[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]						[Горизонтальная линия]											

Рис. 251. График цикличности работы комплексной бригады на Золотушинском руднике

Золотушинском руднике. Ширина отрабатываемого участка 21 м, длина (мощность рудного тела) 30—40 м.

Все варианты системы слоевого обрушения характеризуются тяжелыми условиями проветривания, что обусловлено повыше-

нием температуры в очистных забоях за счет гниения древесного мата и обильного выделения углекислого газа в выработки. Поэтому необходимо обращать серьезное внимание на проветривание выработок при всех вариантах системы. При возможности необходимо основные слоевые выработки проветривать сквозной струей. Наиболее целесообразным в этом отношении является вариант системы разработки лавами.

§ 5. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СИСТЕМЫ СЛОЕВОГО ОБРУШЕНИЯ И ПУТИ ЕЕ ДАЛЬНЕЙШЕГО РАЗВИТИЯ

Система слоевого обрушения обеспечивает наиболее полную выемку руды с минимальным разубоживанием по сравнению с другими системами разработки с обрушением. В ряде случаев система слоевого обрушения обеспечивает лучшие результаты извлечения, чем при системах с закладкой и креплением. Эти особенности системы разработки обуславливают ее применение при разработке ценных руд, когда нежелательны потери руды. При системе разработки слоевым обрушением (особенно при выемке заходками) возможна селективная выемка, что важно если руда по качеству неоднородна. При системе возможна также сортировка руды в забое и выборка пустых пород. При этом куски породы выбрасываются в соседнюю отработанную заходку. Необходимо отметить, что система слоевого обрушения более производительна, чем система разработки с закладкой и креплением. Однако по сравнению с другими системами с обрушением она менее эффективна. Себестоимость 1 т руды, добываемой этой системой разработки, значительно выше. Эффективность системы значительно повышается с увеличением высоты обрабатываемого слоя. На рудниках США при разработке железных руд высоту слоя принимали 3—4 м и даже 5 м, несмотря на неудобства возведения крепи. Недостатком системы слоевого обрушения является большой расход леса и значительный объем крепежных работ, что вызывает затраты на транспортирование крепи по выработкам и подъем на подэтажи.

Условия проветривания при системе слоевого обрушения значительно хуже, чем при системах подэтажного обрушения и с закладкой, так как наличие значительной толщи гниющего леса над очистным пространством является источником выделения углекислого газа и повышения температуры в выработках. Так, применение системы слоевого обрушения в Криворожском бассейне сопровождалось повышением температуры в забое до 30—35°. Наличие древесного мата представляет значительную опасность в пожарном отношении и требует принятия специальных мер.

Система слоевого обрушения характеризуется большим объемом малопродуктивных подготовительных работ, да и про-

цесс очистных работ при принятой высоте слоя 2—2,5 м малоэффективен.

Особенно опасна система слоевого обрушения при разработке руд, склонных к самовозгоранию. Применение металлической сетки упрощает ведение очистных работ и повышает производительность труда горнорабочих, однако не устраняет пожароопасность системы разработки, так как происходит накопление слоя крепежного леса над рудной толщей.

Преимущества системы слоевого обрушения: 1) малые потери (2—5%) и разубоживание (2—3%) руды; 2) возможность селективной выемки; 3) сортировка руды в забое; 4) гибкость системы.

Недостатки: 1) низкая производительность труда; 2) большой расход крепежных материалов; 3) пожароопасность; 4) плохие условия проветривания забоев; 5) низкая интенсивность разработки.

Систему слоевого обрушения целесообразно применять при отработке временных целиков при разработке ценных руд, когда камеры вынимают системами с открытым выработанным пространством.

Дальнейшее развитие системы слоевого обрушения будет направлено на устранение присущих ей недостатков. Прежде всего необходимо добиться повышения производительности труда за счет увеличения высоты обрабатываемого слоя и применения погрузочно-доставочных машин. Повышенная высота слоя позволяет совмещать нарезные работы в нижележащем слое с очистной выемкой. Одновременно с этим система должна быть усовершенствована за счет применения мата специальной конструкции с металлической сеткой, щитовой крепи и металлических стоек для поддержания выработанного пространства. Кроме того, за счет этого возможно уменьшение расхода крепежного леса и достижение более безопасных условий труда.

Наиболее перспективным является вариант слоевого обрушения с выемкой руды широким забоем-лавой как по достижению более высокой производительности труда, так и лучших условий проветривания очистного забоя.

Глава XVIII о СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Основной особенностью систем разработки с обрушением является обрушение руды в пределах подготовленных к очистной выемке блоков, панелей или зон. Обрушенную руду извлекают массовым выпуском под налегающими пустыми породами, обрушающимися вслед за рудой.

Давление налегающих пород и отбитой руды благоприятствует обрушению и дроблению. Склонность руды и вмещающих пород к самообрушению является положительным фактором.

Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород отличаются друг от друга высотой обрушаемого массива и делятся на системы подэтажного и этажного обрушения.

Эти системы применяют в различных вариантах, отличающихся методами обрушения и выпуском отбитой руды, а также размерами площади обрушаемых участков рудного массива.

§ 1. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ

**Сущность систем
подэтажного обрушения
и область применения**

При системах подэтажного обрушения рудное тело в пределах этажа разбивают на блоки, а в пределах блока — на подэтажи и панели, которые обрабатывают последовательно сверху вниз с обрушением (искусственным или естественным) руды и вмещающих пустых пород. В пределах подэтажа очистные работы ведут либо отдельными зонами, либо панелями. В пределах зоны или панели рудный массив первоначально подсекают путем образования камер небольших размеров, а затем обрушают буровзрывными работами.

В зависимости от физических свойств руды объемы ее, добываемые из подсечных камер и от обрушения вышележащего рудного массива, изменяются. При рудах, склонных к самообрушению, объем подсечных камер незначителен и большая часть запасов подэтажа извлекается за счет обрушения, а в рудах, обладающих вязкостью и устойчивостью при малых обнажениях (150—200 м²), объем подсечных камер делают больше. На этой основе делают различные варианты системы подэтажного обрушения.

Обрушенная при массовом взрывании руда в пределах отработываемой зоны или панели выпускается через воронки днища. Вначале извлекают чистую руду, а затем смесь руды с пустыми налегающими породами, находящимися в непосредственном контакте с рудой при выпуске.

Система поэтажного обрушения является развитием системы слоевого обрушения, но с более эффективной очистной выемкой.

С момента, когда при системе слоевого обрушения с большой высотой слоя перестают крепить выработанное пространство для поддержания гибкого щита (древесного мата) вышележащего слоя и уборку руды производят под зависшим матом, последняя становится системой поэтажного обрушения. Эту систему применяют в основном при отработке руд ниже средней и средней крепости, склонных к самообрушению.

На рис. 252 показана очередность ведения горных работ при обрушении руды в пределах отработываемой панели *ABCD* (рис. 252,б). Заходки *1* и *4* обычно проходят из штрека (рис. 252,а).

Первоначально обрушают заходку с одной стороны штрека, затем — с другой. Обрушенная руда поступает на поэтажный штрек, откуда ее доставляют скрепером к восстающему или грузят в вагонетки.

Дальнейшее развитие системы поэтажного обрушения привело к появлению вариантов системы с выпуском руды непосредственно под налегающими пустыми породами и к резкому увеличению в связи с этим высоты поэтажа с 4—6 до 20 м и более. Развитие эффективных методов буровзрывных работ способствовало расширению области применения системы поэтажного обрушения при рудах вязких и устойчивых.

Основным условием возможности применения системы поэтажного обрушения является обрушение вмещающих пустых пород вслед за рудой и наличие над горизонтом очистной выемки толщи пустых пород высотой не менее 20 м, смягчающей удары пород всячего бока и предохраняющей тем самым горизонт очистной выемки от разрушения.

Налегающие пустые породы должны обладать большей кусковатостью, чем обрушаемая руда, так как мелкие пустые породы легко фильтруются при выпуске сквозь обрушенную руду и сильно ее разубоживают, снижая качество. Поэтому систему поэтажного обрушения нельзя применять при наличии в надрудной толще мелких налегающих пустых пород (особенно песка).

Система поэтажного обрушения применима при различных углах падения залежи. Однако при пологом падении породы всячего бока должны обрушаться вслед за рудой. Образование пустот при недостаточно крутом падении пород всячего бока

создает опасные условия для применения системы подэтажного обрушения.

Раздельная выемка руды по сортам допустима только при вариантах с применением деревянного мата. При самовозгораю-

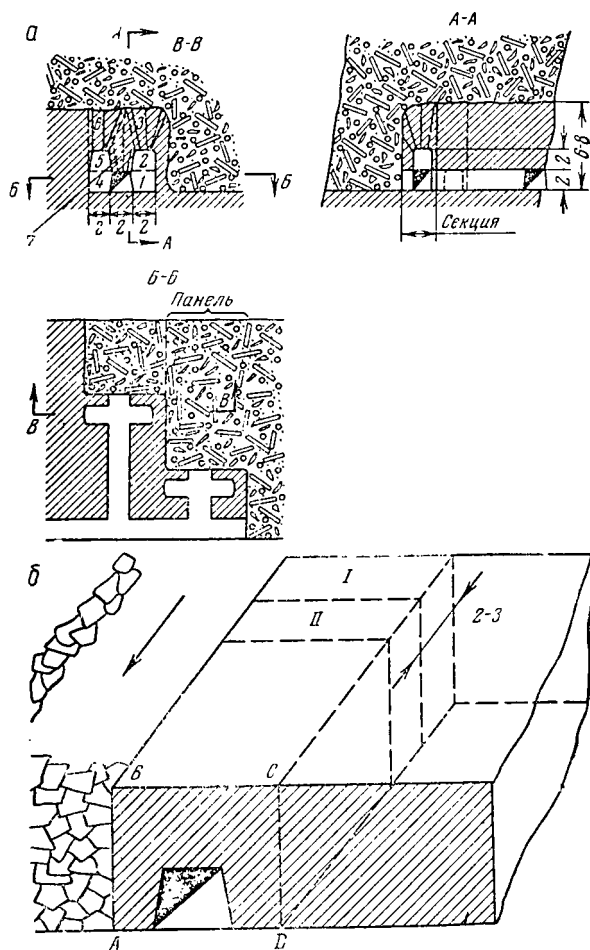


Рис. 252. Система подэтажного обрушения (стрелкой показано направление очистной выемки панели): 1 и 4 — заходки; 2 и 5 — последующие стадии работ по увеличению высоты заходок; 3 и 6 — обрушение руды над заходками; 7 — потолочины штрека

щихся рудах (сульфидных) применение системы подэтажного обрушения как основного метода очистной выемки недопустимо.

При применении системы подэтажного обрушения поверхность над рудным телом обрушается, что следует учитывать.

В связи с неизбежным засорением руд пустыми породами при очистной выемке на рудниках, где применяют эту систему разработки, обычно сооружают обогатительные фабрики и выдают добываемую руду двумя потоками—чистую руду и отдельно разубоженную.

Применение обогащения значительно повышает экономическую эффективность очистной выемки системы подэтажного обрушения.

Подготовительные работы Подготовительные работы при различных вариантах системы подэтажного обрушения мало отличаются друг от друга (рис. 253, а). После проведения полевых или рудных откаточных штреков 1 и ортов-заездов 2 по оси блока проходят основной ходовой полевой восстающий 3, в котором оборудуют ходовое, вентиляционное и рудосвалочное отделения. При большой мощности залежи и ведении очистной выемки по простиранию, кроме основного блокового восстающего 3, проходят ряд восстающих 4, предназначенных только для перепуска руды с подэтажей. При малой мощности залежи (4—8 м) для сообщения горнорабочих с забоем и перепуска руды используют только блоковый восстающий 5 (рис. 253, б). Для проветривания проводят подэтажный штрек 6 и восстающий 7.

При ведении подготовительных работ на каждом подэтаже орты проводят для оконтуривания залежи и правильного расположения подэтажных штреков. Последние засекают из подэтажных ортов для подготовки отдельных панелей к очистной выемке.

В зависимости от принятого варианта системы разработки для подготовки к обрушению панелей проводят один, два, три и более штреков. Для улучшения условий проветривания блоков при очистной выемке при большой мощности залежи у всячего бока рудного тела проходят вентиляционные восстающие, по которым подают свежую струю на подэтажи с основного откаточного горизонта.

При мощности рудного тела, не превышающей 8—12 м, и подготовке его штреками для целей проветривания проводят подэтажный штрек на уровне первого подэтажа, считая от основного откаточного горизонта.

Обычно применяют двустороннюю отработку блоков, для чего через центр блока проходят основной ходовой восстающий и перепускные восстающие.

При скреперной доставке длину блоков принимают 50—60 м. При односторонней отработке блоков расстояние между восстающими уменьшают до 25—30 м, что увеличивает объем подготовительных работ.

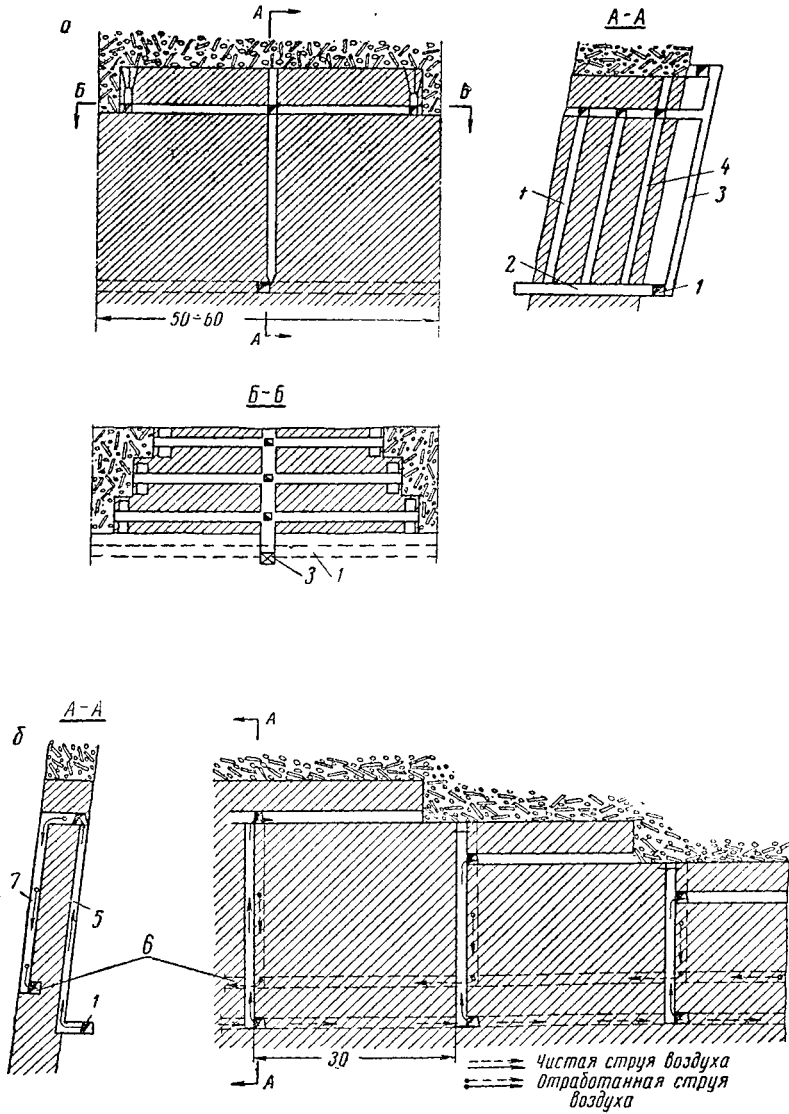


Рис. 253. Схема подготовки блоков при системе подэтажного обрушения:
 а — для мощных месторождений; б — для месторождений мощностью 8—10 м

Если очистную выемку ведут вкрест простирания рудного тела, то в каждом блоке проходят основные ходовые и перепускные восстающие (рис. 254).

Наиболее рациональной схемой подготовки и нарезки блока, предназначенного к отработке системой подэтажного обрушения, является бесцеликовая схема (рис. 255), при которой подэтажи для каждого из крыльев блока засекают таким образом, что каждый подэтажный орт обслуживает только одно крыло.

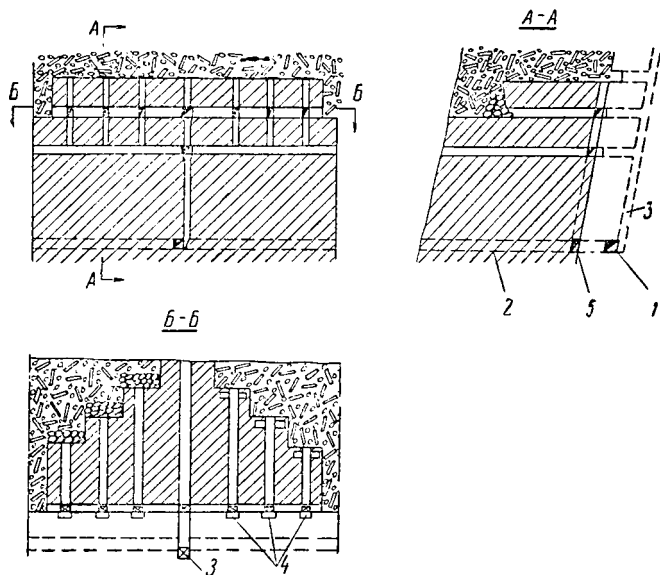


Рис. 254. Схема подготовки блоков при выемке вкрест простирания:

1 — полевой откаточный штрек; 2 — орт-заезд; 3 — полевой восстающий; 4 — выемочные орты; 5 — рудные штреки

Причем подэтажные орты проходят один от другого по вертикали на расстоянии, равном половине высоты подэтажа. По простиранию подэтажные орты смещаются на 5 м относительно плоскости, проходящей через рудосвалочные восстающие.

При таком расположении подэтажей нет необходимости в доработке целика, оставляемого обычно по оси блока.

Удельный вес запасов подэтажных блоковых целиков составляет обычно 15—16%, а потери при их отработке достигают 40—50%. При высоком горном давлении эти целики обычно раздавливаются, что ухудшает условия ведения горных работ.

Применение бесцеликовой схемы нарезки блоков целесообразно также с точки зрения сопротивляемости подэтажных выработок горному давлению. Это объясняется тем, что очистную

выемку производят ступенчато и поэтому днище обрабатываемой зоны имеет большую сопротивляемость горному давлению.

Преимуществами бесцеликовой нарезки блоков являются: 1) снижение потерь и разубоживания в результате устранения подэтажных блоков целиков; 2) создание более безопасных условий труда благодаря исключению сопряжения подэтажного

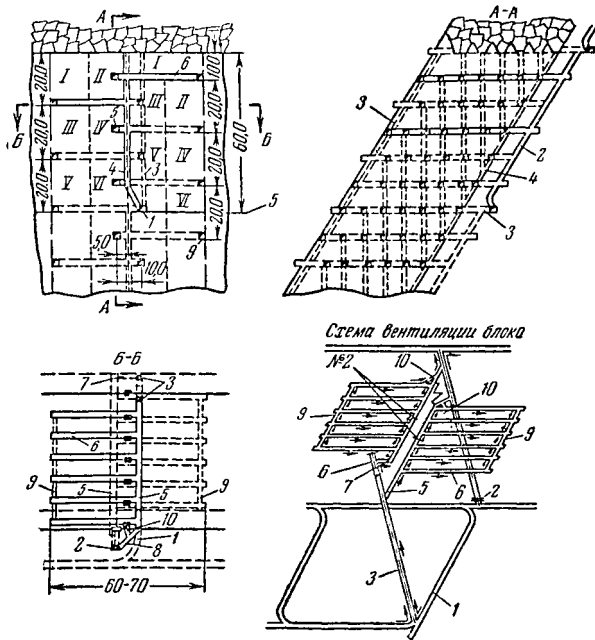


Рис. 255. Бесцеликовая схема подготовки и нарезки блоков:

1 — орт-заезд; 2—вентиляционно-ходовой восстающий; 3 — вентиляционный восстающий у висячего бока; 4 — рудосвалочные восстающие; 5 — подэтажные орты; 6 — подэтажные штреки; 7, 5 и 10 — вентиляционные сбойки; 9 — сборочный вентиляционный орт; 1—VI — последовательность отработки зон

орта с двумя штреками и восстающим, а также благодаря устранению необходимости ведения горных работ по отработке раздаленных блоковых целиков; 3) сокращение расхода крепежных материалов на поддержание подэтажных ортов; 4) увеличение производительности блока за счет сокращения простоев скреперных лебедок (нет необходимости в перекреплении сопряжений подэтажного орта со штреками).

Работы Криворожского НИГРИ показали, что расходы на поддержание 1 м подэтажного орта при бесцеликовой схеме уменьшились в 10—12 раз по сравнению с имевшими место ранее. При этом себестоимость 1 т руды снизилась на 2,9 коп.

В зависимости от применяемых вариантов системы подэтажного обрушения высота подэтажа, расстояние между выемочными штреками (ширина панели) и ортами изменяются. Длина же блока по простиранию определяется исключительно методами доставки к перепускным восстающим. На рис. 255 показана схема проветривания блока при мощности рудной залежи более 12 м, а на рис. 253 — до 10—12 м.

Направление воздушной струи регулируют вентиляционными перемычками и дверями. Для проветривания выемочных штреков и ортов применяют забойные вентиляторы или проветривают сжатым воздухом, хотя последний метод неэкономичен.

§ 2. ОСНОВНЫЕ ВАРИАНТЫ СИСТЕМЫ И ОБЛАСТЬ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

Варианты системы подэтажного обрушения делят на три группы: 1) с применением защитной толщи (гибкого щита); 2) с обрушением подсекаемого массива и выпуском 80—90% запаса руды под налегающими пустыми породами; 3) камерные, при которых до 30—40% запаса руды извлекают из камер, отделяемых от выработанных участков рудными целиками, обрушаемыми после выемки руды из камер.

Первую группу применяют при рудах, склонных к обрушению. Налгающие породы также должны хорошо обрушаться вслед за рудой. Защитная толща (гибкий щит) должна иметь высоту, превышающую высоту подэтажа, и обрушаться не сразу за рудой, а зависать. Это необходимо для полного извлечения руды и настилки слоя из старых крепежных стоек на подошве подэтажной выработки. Крепкие породы всяческого бока при крутом падении не являются препятствием для применения системы подэтажного обрушения при наличии предохранительной толщи разрыхленных пород (15—20 м) в надрудной толще над отработываемыми подэтажами. При этом варианте возможна разработка богатых руд.

Вторую группу применяют в тех же условиях, но при разработке бедных руд. При этом руда в разрыхленном состоянии не должна слеживаться. Залежь должна быть хорошо осушена. Рудный массив отработываемых зон не должен содержать прослоев пустых пород, смешивание которых в процессе выпуска с отбитой рудой неизбежно.

Третью группу применяют при вязких рудах крепостью более 7, отличающихся устойчивостью при небольших площадях обнажения (40—100 м²).

Систему подэтажного обрушения с применением гибкого щита (древесного мата) делят на два варианта: 1) с выемкой горизонтальными заходками; 2) с выемкой наклонными заходками.

К числу вариантов без применения древесного мата и с выпуском обрушенной руды под налегающими пустыми породами относят: 1) «закрытый веер»; 2) с отбойкой руды глубокими горизонтальными скважинами; 3) с отбойкой руды наклонными скважинами на подконсольное компенсационное пространство; 4) с самообрушением; 5) шведский вариант.

К третьей группе систем подэтажного обрушения (камерных) относят: 1) вариант камеры с днищем; 2) камерно-панельный.

Варианты системы подэтажного обрушения с выемкой руды под гибким щитом (древесным матом)

С выемкой горизонтальными заходками. При этом варианте принимают следующие параметры: высоту этажа 40—50 м; высоту подэтажа 4—8 м; ширину панелей 4—6 м; длину блока при скреперной доставке 50—60 м.

После окончания подготовительных работ (см. рис. 252) и проведения выемочных ортов или штреков (обычно сечением 2 X 2 м) приступают к очистной выемке, заключающейся в проходке из выемочных ортов в обе стороны заходок.

При ведении очистных работ особое внимание необходимо обращать на крепление выемочного орта или штрека. Как правило, перед засечкой заходки устанавливают дополнительные рамы (камерные). У выработанного пространства обычно оставляют целик 0,75—1 м. Заходки крепят вразбежку. Руду из заходок грузят в вагонетки грузоподъемностью 0,5—1 т и доставляют к перепускному восстающему. После окончания проходки заходок подошву их устилают лесом, а в кровлю пробуривают шуры и обрушают часть массива руды подэтажа.

С отбитой руды или со специально устраиваемых полков пробуривают шуры в кровлю для обрушения оставшейся части руды подэтажа. После обрушения руды в одной из заходок и полного выпуска ее приступают к выемке в противоположной заходке. После обрушения и выпуска руды производят разбуривание массива, находящегося непосредственно в кровле выемочного орта.

В процессе отработки зоны древесный мат обычно зависит от некоторого времени, а затем обрушается.

После окончания выпуска руды из обрушенной надштрековой толщи оставляют целик шириной 1 м от выработанного пространства, засекают следующую заходку и цикл операций очистной выемки повторяется.

Этот вариант системы подэтажного обрушения применяют при отработке богатых руд, склонных к самообрушению. Высота слоя мата, как правило, должна превышать высоту подэтажа на 2 м для избежания непосредственного контакта руды с налегающими породами.

гающими пустыми породами при обрушении заходок. Такая толщина мата создается обычно путем применения на выше-лежащих подэтажах системы слоевого обрушения и заполнения слоевых выработок старым крепежным лесом. Так как создание слоя мата значительной толщины является дорогостоящим, то применение этого варианта системы разработки желательнее при крутом падении залежи для избежания потери мата на лежащем боку и дополнительных затрат, вызываемых необходимостью пополнения слоя мата у висячего бока.

В табл. 43 приведены размеры конструктивных элементов и технико-экономические показатели.

Варианты системы подэтажного обрушения без применения мата с выпуском руды под налегающими пустыми породами

Вариант «закрытый веер» (рис. 256). Основные параметры: высота этажа 60—80 м; высота подэтажа 10—18 м; ширина панели 8—10 м; расстояние между осями выпускных дучек 4 м.

При этом варианте наклонные заходки — дучки засекают из подэтажного штрека и сбивают между собой. При этом образуется подсечная камера площадью, равной одной или двум-трем парам дучек. Обрушение массива подэтажа выше подсечки при сбойке только двух дучек (что иногда имеет место в практике) нецелесообразно, так как это приводит к большим потерям и разубоживанию руды.

После окончания подсечки в ее кровлю пробуривают штанговые шпурсы.

Успешное взрывание возможно при образовании этими шпурами вруба. Более целесообразно обрушение зоны с предварительным образованием вертикальной компенсационной камеры (метод бурильщика шахты «Коммунар» Я. В. Трояна).

Образование компенсационной камеры способствует лучшему разрыхлению руды при взрыве, а следовательно, и созданию более благоприятных условий выпуска. Кроме того, образование отрезной щели позволяет увеличить площадь зоны и обеспечить лучшее дробление руды, что важно для улучшения показателей выпуска.

Вариант «закрытый веер» применяют при добыче руды ниже средней крепости, легко обрушающейся и несслеживающейся после отбойки. Мощность залежи при этом 8 м и более.

Руду при варианте «закрытый веер» выпускают из всех дучек равномерно. При рудах ниже средней крепости, неустойчивых и склонных к самообрушению, вариант «закрытый веер» применяют без образования подсечных камер. Массив разбуривают из штреков или ортов в зависимости от направления очистной выемки. Штреки (или орты) проводят на 3 м выше подошвы подэтажных выработок.

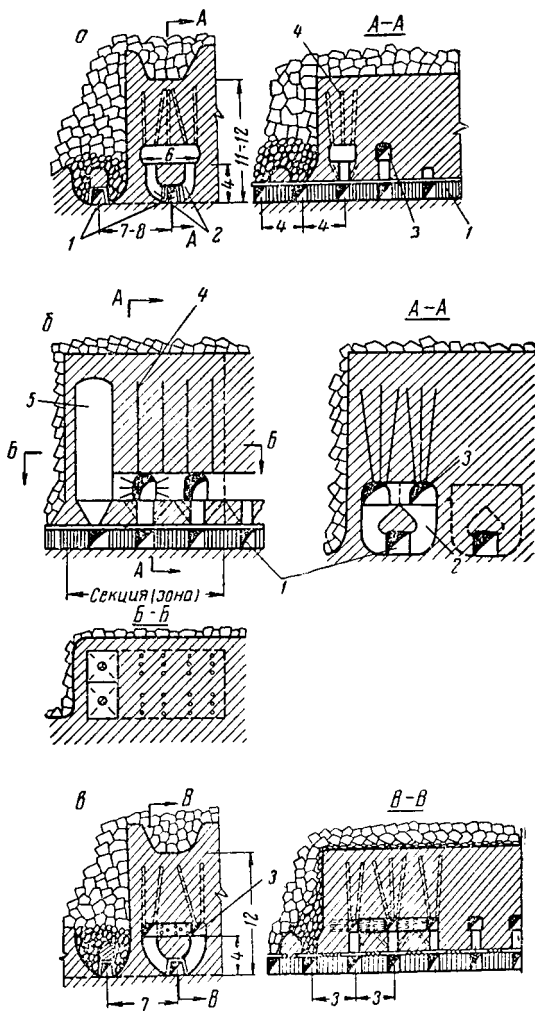


Рис. 256. Варианты системы подэтажного обрушения «закрытый веер»:

а и *в* — без образования компенсационных камер: 1 — подэтажный штрэк (штрэк скреперования); 2 — дучки; 3 — сбойки; 4 — штанговые шуры, *б* — с вертикальной компенсационной камерой: 1 — подэтажный штрэк; 2 — дучки; 3 — сбойки; 4 — штанговые шуры, 5 — компенсационная камера

Для лучшего извлечения руды подэтажные штреки и орты нижележащего подэтажа необходимо смещать в сторону по отношению к аналогичным выработкам вышележащего подэтажа для обеспечения лучших условий выпуска руды, остающейся между выемочными ортами или штреками вышележащего подэтажа.

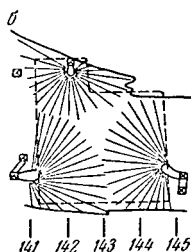
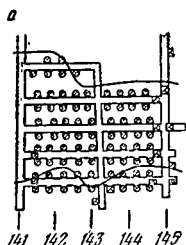
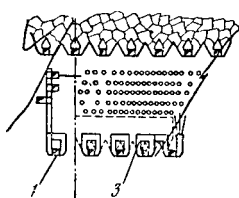
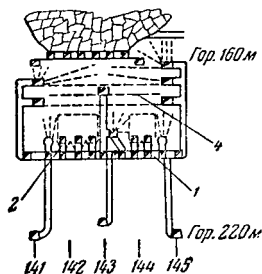


Рис. 257. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами:

а — план горизонта скреперования; б — план расположения глубоких скважин

подэтажного обрушения и сделало возможным (в связи с большими площадями) разработку более устойчивых руд, чем при варианте «закрытый веер».

Основные параметры этого варианта: высота подэтажа до 20—40 м; высота этажа до 80 м; ширина обрушаемых панелей до 30—40 м; расстояние между осями подэтажных ортов или штреков 8—10 м; расстояние между осями дучек 4 м.

Подготовка панели к очистной выемке (рис. 257) заключается в проведении подэтажных штреков 1 или ортов и засечки из последних дучек 2. Дучки на уровне подсежки сбивают между собой, образуя воронки 3, и подсекают массив панели штанговыми шпурами, производя работы аналогично тому, как это имеет место при выемке первого подэтажа, считая от горизонта воронок, при системе подэтажных штреков. Ширина образуемых таким образом компенсационных камер увязывается с устойчивостью руды и принимается от 8 до 10 м с оставлением между компенсационными камерами целика таких же размеров.

Вариант с отбойкой руды глубокими скважинами позволяет повысить эффективность системы подэтажного обрушения за счет значительного увеличения размеров обрушаемой зоны (с 50—100 до 450—900 м) и высоты подэтажа с 18 до 40 м. В настоящее время вариант с отбойкой руды глубокими скважинами, применяющийся при разработке мощных рудных залежей и рудах ниже средней и средней крепости, является основным. Применение глубоких скважин увеличило область применения системы

При этом необходимо соблюдать следующие правила оставления целика на горизонте подсечки для обеспечения лучшей устойчивости подэтажных выработок в процессе очистной выемки. Междуканерный целик следует располагать под прямым углом к подэтажным выработкам. Оставление целиков, ось которых параллельна подэтажным выработкам, приводит в момент обрушения блоков к разрушению крепи и завалам выработок дна.

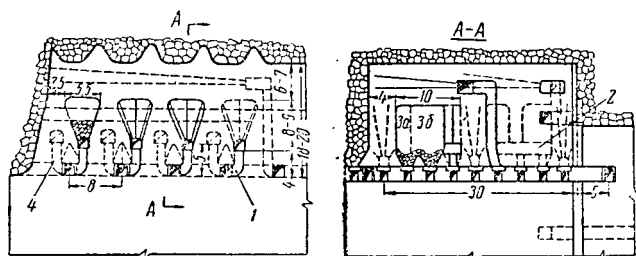


Рис. 258. Вариант системы подэтажного обрушения с траншейной подсечкой:

1 — односторонние дучки; 2 — сбойки; 3а — отрезная шель; 3б — траншея; 4 — дополнительные воронки дна

Параллельно с образованием компенсационных камер проходят буровые восстающие и засекают буровые камеры, из которых пробуривают ряды глубоких скважин 4, располагая их обычно веерообразно для сокращения объема трудоемких нарезных работ. Скважины бурят под углом 4° вверх для лучшего выноса бурового шлама при их промывке водой в процессе бурения. После окончания подсечки и бурения скважин последние заряжают и взрывают обычно в две очереди. После проветривания блока приступают к выпуску обрушенной руды под налегающими пустыми породами. При этом необходимо выпуск руды вести по специальной планеграмме равномерно с отставанием выпуска из ряда дучек, прилегающих к боковой поверхности контакта.

На рис. 258 показан вариант системы подэтажного обрушения с траншейной подсечкой.

Блок подготавливают первоначально с засечкой односторонних дучек, которые сбивают между собой выработкой, параллельной подэтажному штреку, затем образуется отрезная шель выше горизонта подсечки и производится подсечка (см. главу XII).

При траншейной подсечке площадь обнажения должна быть увязана с устойчивостью руды для обеспечения надежных условий последующего обрушения массива подэтажа взрыванием глубоких скважин, пробуриваемых из камеры, пройденной из бурового восстающего.

После обрушения подэтажа в результате взрывания глубоких скважин до начала выпуска отбитой руды должны быть пройдены дополнительные воронки днища (см. рис. 258).

Траншейная подсечка более целесообразна. При наличии прослоев пустых пород значительной мощности при разработке мощных рудных залежей отработываемые панели следует располагать по простиранию между этими прослоями. Отбитая руда в связи с тем, что выпуск производят под налегающими пустыми породами, не должна слеживаться.

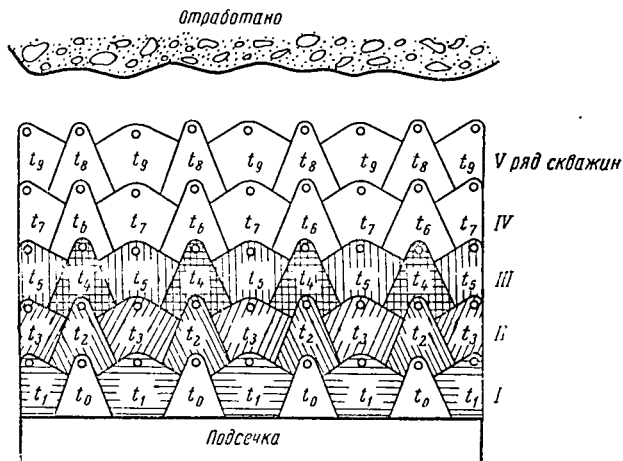


Рис. 259. Разрушение рудного массива по схеме «Кривбасс»:

t, l, i и т. д. — интервалы замедления взрывания глубоких скважин

Применение новых схем короткозамедленного взрывания, разработанных сотрудниками КГРИ проф., докт. техн. наук Г. М. Малаховым, канд. техн. наук Лавриненко В.Ф., инж. Ю. А. Ивановым, Н. И. Дядечкиным, А. И. Прояненко, позволило значительно повысить эффективность применения системы подэтажного обрушения.

Особенностью новых схем разрушения рудного массива (рис. 259) является увеличение продолжительности воздействия взрывных волн различного направления на один и тот же участок рудного массива. Кроме того, взаимодействие взрывных волн, возникающих при взрывании смежных зарядов, охватывает в один и тот же момент времени значительно больший объем разрушаемого массива. В результате энергия взрыва используется более рационально и происходит лучшее дробление руды.

Вариант с отбойкой руды наклонными скважинами на подконсольное компенсационное пространство. Сущность этого ва-

рианта (рис. 260, а) заключается в последовательной отбойке (согласно напластованию) наклонных слоев руды глубокими скважинами, пробуриваемыми из выработок бурового горизонта, располагаемого на горизонте воронок. Ширина отбиваемого (наклонного) слоя руды по горизонтали равна расстоянию между выработками скреперования (9—10 м) или соответственно по нормали 7,5—8 м.

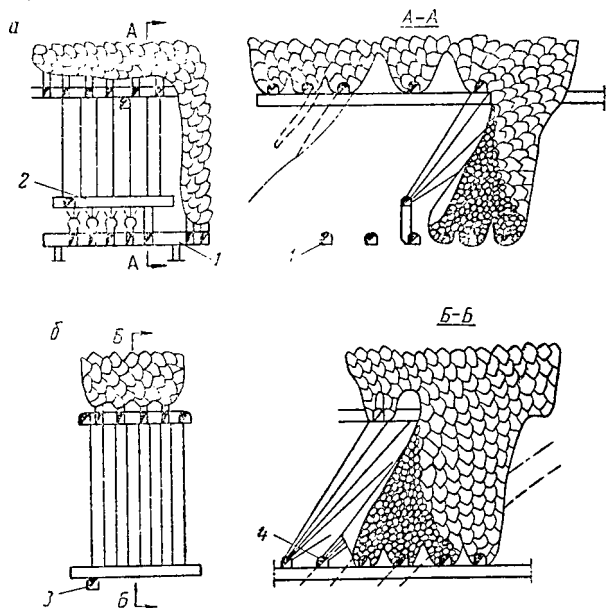


Рис 260. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды наклонными скважинами на подконсольное компенсационное пространство:

1 — подэтажный штрек, по которому производят скреперование; 2 — буровой штрек; 3 — подэтажный орт; 4 — штрек, где производят доставку и бурение скважин

Наклонные слои отбивают на компенсационное пространство, образующееся между нависающей консолью рудного массива и отбитой рудой, за счет разницы между углами наклона консоли (50—60°) и естественного откоса обрушенной руды при ее частичном выпуске (70—75°).

Наличие компенсационного подконсольного пространства устраняет переуплотнение отбиваемой руды, способствуя лучшим условиям выпуска. Глубокие скважины бурят веерообразно в вертикальной плоскости.

Число скважин в веере четыре, расстояние между концами 3,5—4 м, между веерами 3—3,5 м в зависимости от крепости руды. Такое расположение скважин и взрывание их позволяют

уменьшить объем буровзрывных работ, получить равномерную кусковатость руды и улучшить ее выпуск.

Разбуривание массива из буровых выработок позволяет: устранить трудоемкие работы по проходке буровых ниш, необходимых при отбойке горизонтальными скважинами, по подъему бурового оборудования на подэтажи; улучшить условия проветривания буровых работ и применить мощное самоходное оборудование для бурения глубоких скважин.

Опытное применение на шахте «Гигант» самоходных буровых станков типа АБШ увеличило сменную производительность труда бурильщика до 80 м, а в отдельные смены — до 100 м.

Этот вариант системы разработки по сравнению с вариантом системы с выемкой глубокими горизонтальными скважинами имеет лучшие санитарно-гигиенические условия производства очистных работ, повышение качества руды за счет лучшего разрыхления при выпуске, уменьшение трудоемких работ на 32—37% и упрощение схемы коммутации массовых взрывов.

В табл. 41 приведены технико-экономические показатели отработки панелей системами подэтажного обрушения.

Таблица 41

Технико-экономические показатели отработки панелей системами подэтажного обрушения

Показатели	Вариант системы подэтажного обрушения	
	с отбойкой руды глубокими горизонтальными скважинами	с отбойкой руды наклонными слоями на подконсольное компенсационное пространство
Производительность труда рабочего по системе, <i>т/смену</i>	36,9	40,1
Месячная производительность забоя, тыс. <i>т</i>	8,25	9,50
Объем нарезных работ, <i>м/1000 т</i>	6,35	5,80
Расход ВВ, <i>кг/т</i> :		
на отбойку	0,160	0,114
на вторичное дробление	0,055	0,045
Интенсивность выпуска руды за сутки, <i>т/м²</i>	0,96	1,60
Себестоимость руды, <i>руб/т</i>	0,395	0,389
Потери, %	14,9	12,6
Разубоживание, %	11,3	6,5

Из данных таблицы видно, что производительность труда рабочего при варианте с отбойкой руды наклонными слоями на подконсольное компенсационное пространство выше, а объем

нарезных работ и себестоимость меньше. Интенсивность выпуска руды выше.

Этот вариант требует обязательного проведения буровых штреков и ортов, используемых только для разбуривания массива глубокими скважинами. Для снижения объема нарезных работ разработан новый вариант этой системы с разбуриванием массива непосредственно из штреков скреперования (рис. 260, б). Промышленные испытания нового варианта проведены на шахте «Гигант». При массовой отбойке устья скважин недозаряжались на глубину 12 м. Применяли два способа расположения глубоких скважин; 1) пучкообразный, с бурением скважин непосредственно из заходок для дучек; 2) веерный, с бурением скважин из штреков скреперования.

В первом случае недозаряженную часть скважин использовали для проходки дучек и выпускных воронок, во втором — для образования выпускной щели.

Таким образом, при этом варианте системы полностью отказались от проходки буровых выработок и тем самым снизили затраты на 1 т добытой руды.

Сравнительные технико-экономические показатели указанных вариантов приведены в табл. 42.

Таблица 42

**Технико-экономические показатели вариантов системы
подэтажного обрушения**

Показатели	Вариант системы	
	с разбуриванием массива из буровых выработок	с разбуриванием массива из штреков скреперования
Добыча, т	1 650 713	349 178
Расход нарезных работ, м/1000 т	5,80	4,71
Производительность труда рабочего по системе, т/смену	40,1	43,5
Расход взрывчатых материалов, кг/т:		
на первичную отбойку	0,114	0,119
на вторичное дробление	0,045	0,040
на нарезные работы	0,078	0,053
Всего	0,237	0,212
Расход крепежных материалов, м ³ /1000 м	1,91	1,72
Расход металлической крепи, м/1000 т	0,315	0,333
Себестоимость 1 т руды, руб. — коп.	0—38,9	0—35,1

Из данных таблицы видно, что при варианте системы с разбуриванием наклонных слоев из штреков скреперования расход нарезных работ ниже на 1,09 м на 1000 т отбиваемых запасов,

расход ВМ — на 25 г/т, лесных материалов — на 0,19 м³/1000 , а производительность труда рабочего по системе на 3,4 м/смену выше. Себестоимость руды снизилась на 3,8 коп/т.

Несколько повышенный расход металлической крепи объясняется необходимостью более усиленного крепления штреков скреперования.

Суточная интенсивность выпуска руды повысилась по сравнению со средней по шахте «Гигант» на 1,18 м/м².

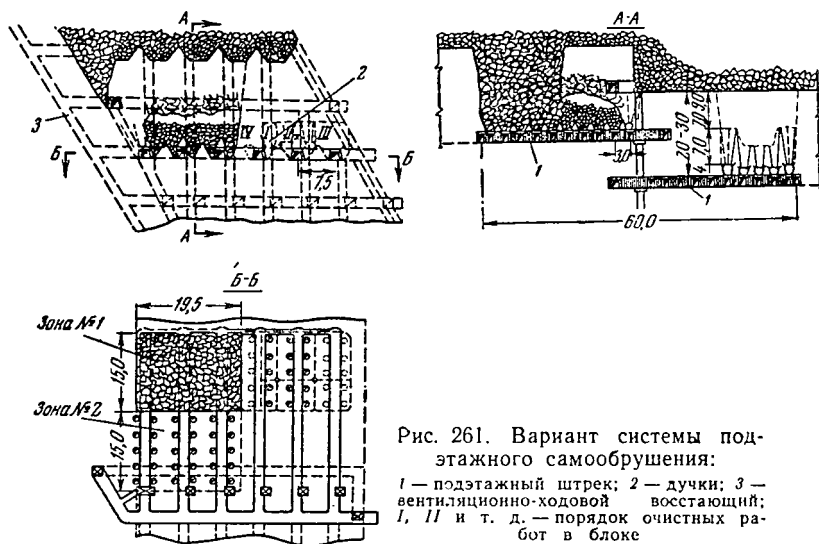


Рис. 261. Вариант системы подэтажного самообрушения:

1 — подэтажный штрек; 2 — дучки; 3 — вентиляционно-ходовой восстающий; I, II и т. д. — порядок очистных работ в блоке

Приведенные данные свидетельствуют о высокой перспективности применения этого варианта при отработке мощных залежей на больших глубинах.

Вариант подэтажного самообрушения предназначен для разработки неустойчивых, склонных к самообрушению руд, обладающих хорошими сыпучими свойствами и не слеживающихся при выпуске.

При этом варианте системы подэтажного обрушения отработка производится зонами, охватывающими площадь, имеющую размер по длине, равный половине панели, и по ширине равной площади воронок трех подэтажных штреков (рис. 261).

Основные параметры: высота подэтажа 13—20 м; высота этажа 70—80 м; размеры обрушаемой зоны 15X20 м; длина блока 50 м; площадь обрушаемой зоны 300—400 м²; расстояние между подэтажными штреками 6,5—8 м; расстояние между осями выпускных дучек 3 м.

Очистные работы обычно начинают с проходки дучек, затем из последних бурят штанговые шурупы на высоту 3,5—4 м, взры-

ванием которых производят подсечку. У границ зоны по простиранию подсечку делают несколько выше (до 7 м) для обеспечения отрезки зоны на границе ее с рудным массивом.

Подсеченный массив руды высотой 10—12 м обрушается под действием собственного веса и давления налегающих пород. Обычно зону подсекают участками площадью, соответствующей двум-трем парам дучек по каждому штреку. Площадь зоны, подлежащей обрушению, подсекается в течение 2—2,5 недели в направлении от лежачего бока к висячему. Подсечку из дучек, над которыми массив граничит с пустыми породами ранее отработанной панели, производят в последнюю очередь.

В каждой дучке пробуривают от трех до пяти штанговых шпуров соответствующей глубины (3,5—4 м), а в дучках, граничащих с массивом, 6—7 м.

Самообрушение массива происходит одновременно с подсечкой зоны или несколько отстает во времени. В процессе самообрушения панели выпуск производится в пределах 30% запаса обрушающегося массива.

После окончания самообрушения выпуск руды ведут равномерно по всей площади панели, выпуская ее последовательно из каждой пары дучек в каждом штреке.

В связи с высоким давлением подэтажные штреки крепят усиленной деревянной крепью или металлической податливой.

Зоны запасом руды в 20—30 тыс. т обрабатывают за 1—1,5 месяца. При недостаточно крутом падении залежи для снижения потерь руды за счет оставления ее на лежачем боку закладывается дополнительный подэтаж высотой 9—10 м, который обрабатывается до начала подсечки.

В табл. 43 приведены технико-экономические показатели этого варианта системы (рудник «Ингулец»). На других рудниках Криворожского бассейна в соответствующих условиях достигнуто снижение себестоимости руды (франко-люк) на 15—20%. Необходимо отметить, что применение варианта системы подэтажного самообрушения за счет увеличения площади выпуска руды способствовало повышению извлечения чистой руды по сравнению с вариантом «закрытый веер», где извлечение чистой руды не превышало 30—35%.

Расход взрывчатых и лесных материалов по сравнению с вариантом «закрытый веер» уменьшился на 40—50%. Производительность труда одного рабочего по участку выше, чем при варианте «закрытый веер» (20—30 т/смену по сравнению с 16—17 т/смену).

Шведский вариант системы подэтажного обрушения (рис. 262) применяют на руднике «Кируна» для разработки крепких магнетитовых руд. Подготовка блока (рис. 262, а) к очистной выемке заключается в проходке перепускного восстаю-

шего 1 в породах лежачего бока из полевых штреков 2, пройденных через 45 м по вертикали. Восстающие проходят на расстоянии 150—250 м друг от друга. Рудные штреки 3, пройденные на каждом подэтаже, сбиты квершлагами 4 с перепускным восстающим 1. Подэтажные рудные штреки 3 проходят через 5—9 м по вертикали. Из подэтажных штреков засекают орты 5 сечением 5,1 X 3,6 м через 6—7 м между осями и проходят их до контакта с висячим боком.

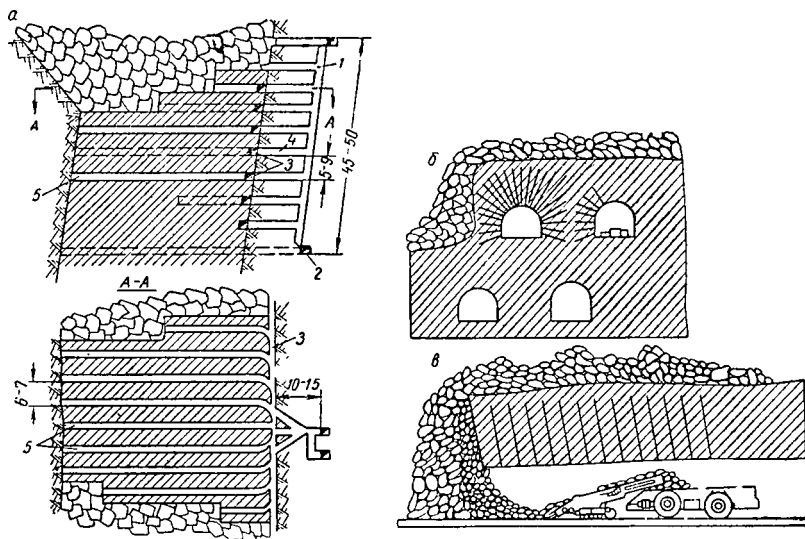


Рис. 262. Шведский вариант подэтажного обрушения

По окончании проведения ортов приступают к очистным работам, заключающимся в бурении комплектов веерообразно расположенных шпуров (рис. 262, б). Шпуры бурят с буровой тележки, на которой смонтированы два пневматических перфоратора. После окончания бурения шпуров последние заряжают и взрывают в пределах обрушаемой зоны (обычно 2 м). Обрушенную руду убирают погрузочными машинами непрерывного действия с загребальными лапами, грузят в челночные вагонетки (рис. 262, в) и транспортируют к перепускному восстающему.

Одновременно в работе может находиться несколько подэтажей, которые обрабатывают от висячего бока к лежачему с опережением вышележащих.

Руда, отгружаемая машинами, содержит примесь пустых пород, удаляемых в процессе последующего обогащения магнитными сепараторами.

**Камерные варианты
системы
подэтажного обрушения**

Вариант «камера над дучками».
Основные параметры: высота этажа
50—60 м; длина блока 40—60 м;
расстояние между осями подэтаж-

ных штреков 8—10 м; длина камеры 8—15 м; ширина лобового и бокового междукamerных целиков 1,5—2 иногда 3 м; толщина потолочины 2—3 иногда 4 м.

Очистную выемку в пределах каждой зоны (рис. 263) начинают с проходки выпускных дучек из подэтажных штреков или ортов и производства подсежки шириной 6—8 м в зависимости от расстояния между подэтажными штреками.

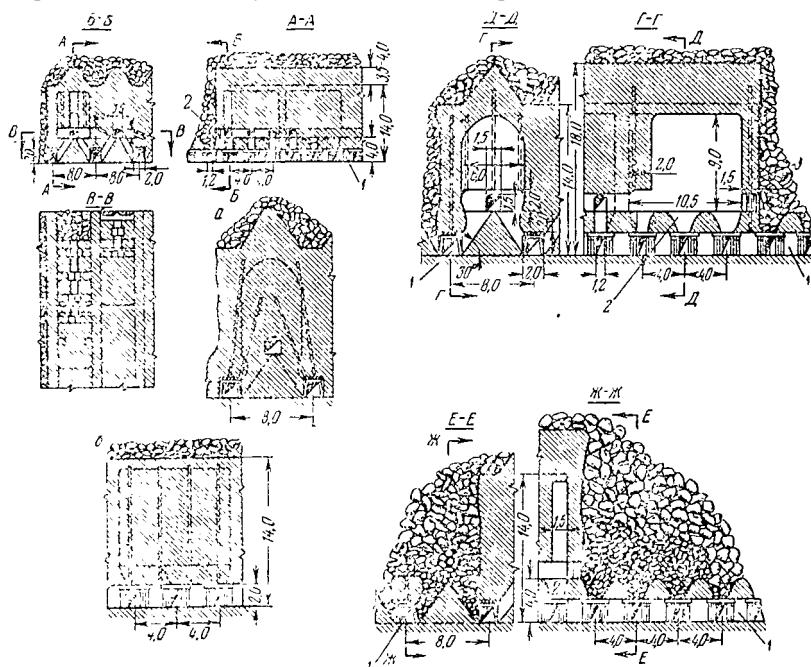


Рис. 263 Вариант системы подэтажного обрушения «камера над дучками»: 1 - подэтажный штрек; 2 - дучки; 3 - целик; а - расположение шпуров в поперечном целике; б - расположение шпуров в продольном целике

Затем у границы предполагаемой к отработке камеры с ранее выработанным участком оставляют 1,5-метровый целик, проходят отрезной восстающий, образуют отрезную щель и отрабатывают камеру так же, как первого подэтажа при системе подэтажных штреков. Длину камеры принимают в соответствии с устойчивостью разрабатываемой руды. После окончания отработки камеры и выпуска руды потолочину камеры разбуривают глубокими горизонтальными скважинами, а междукamerные целики — глубокими штанговыми шпурами.

После обрушения потолочины и междукамерных целиков руду выпускают под налегающими пустыми породами.

Этот вариант системы подэтажного обрушения применяют и при проведении второго подэтажного штрека под потолочиной

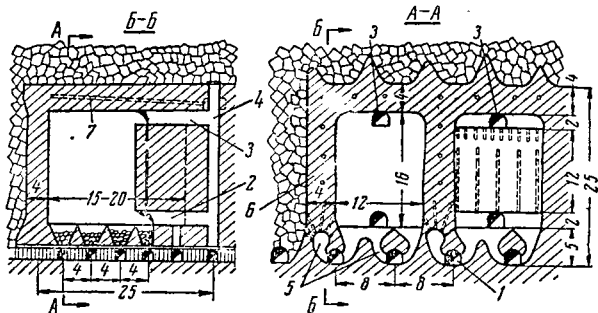


Рис. 264. Вариант системы подэтажного обрушения «камера над дучками» с контрольной выработкой:

1 — подэтажный штрек; 2 — подсечный штрек; 3 — подэтажный штрек под потолочиной; 4 — восстающий; 5 — дучки; 6 — целик; 7 — глубокие скважины

(рис. 264), что позволяет увеличить высоту и ширину обрабатываемой камеры. Кроме того, наличие подэтажного штрека у кровли камеры обеспечивает хороший надзор за состоянием потолочины, ввиду чего вариант можно считать более безопасным.

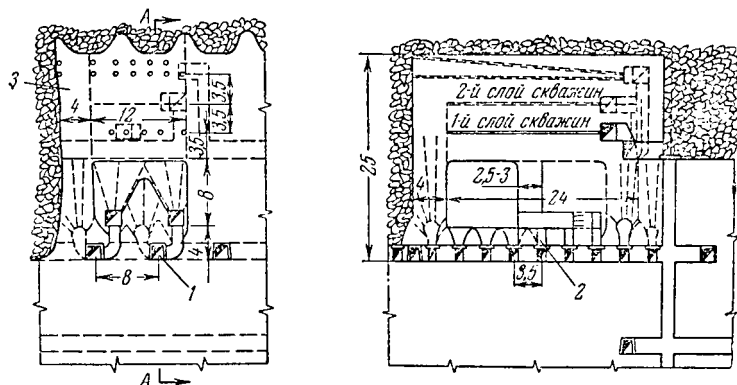


Рис. 265. Камерно-панельный вариант системы подэтажного обрушения:

1 — подэтажный штрек; 2 — дучки; 3 — междукамерный целик

Камерно-панельный вариант системы подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами (рис. 265) предложен в последние годы. При этом варианте подготовку панелей шириной 16 м производят двумя подэтажными штреками, пройденными на расстоянии 8—10 м между осями. Из подэтажных

штреков через 3,5 м между осями засекают дучки и производят подсечку штанговыми шпурами высотой 7—8 м.

Одновременно вышележащий массив разбуривают двумя рядами скважин, не считая скважин, пробуренных в потолочине. В следующей стадии очистной выемки взрывают два ряда пробуренных глубоких скважин и выпускают отбитую руду. Междуканальный целик шириной 4 м, оставленный со стороны отработанного пространства, разбуривают глубокими штанговыми шпурами. Затем производят одновременное обрушение потолочины и междуканальных целиков и выпуск руды под налегающими пустыми породами до (пределов кондиции).

Ниже приведены основные параметры камерно-панельного варианта системы разработки:

Высота подэтажа, м	18—25
Площадь обрушения, м ²	450—500
Высота днища, м	5
Высота камеры (подсечки), м	8—15
Толщина надкамерного массива, м	6—7
Расстояние между штреками, м	8
Диаметр дучек, м	1—1,2
Удельный вес, %:	
нарезных выработок	7—9
камерного запаса	19—29
надкамерного массива	64—72
Компенсационный объем, %	40—53

При этом способе очистной выемки возможно одновременное обрушение надкамерного массива, потолочины, а также продольных и поперечных целиков.

В табл. 43 приведены размеры конструктивных элементов и технико-экономические показатели различных вариантов системы подэтажного обрушения.

§ 3. ВЫПУСК РУДЫ ПРИ СИСТЕМЕ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ

Выпуск руды при системе подэтажного обрушения происходит большей частью при двух-трех поверхностях контакта руды с пустыми породами (одной горизонтальной и одной-двумя вертикальными).

Высота слоя обрушенной руды выше горизонта воронок (или подошвы подэтажа при торцовом выпуске) должна выбираться так же, как и площадь обрушаемой зоны, исходя из условий рационального выпуска руды. Условия выпуска руды наиболее благоприятны при большой площади обрабатываемой зоны и высоте обрушаемого подэтажа. Такие условия характерны для вариантов системы подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами, когда площадь обрушаемой зоны достигает 1000—1200 м², а высота слоя обрушенной руды выше горизонта воронок 30—40 м.

Размеры конструктивных элементов и технико-экономические пока

Вариант	Горногеологические условия				Размеры основ		
	коэффициент крепости			мощность залежи, м	угол падения, град	длина блока	ширина панели
	руды	смещающих пород					
		висячего бока	лежащего бока				
С применением гибкого мата с выемкой руды горизонтальными заходками «Закрытый веер» .	3—5 4—6	3-5 3-6	3—6 3—6	20—50 25—40	10—60 15—65	30—60 50—60	4-6 8—10
«Закрытый веер» с отрезной щелью	4—6	3—7	4—7	30—40	10—60	50—60	10—20
Камера над дучками	4—8	6—8	5—7	20—60	10—60	40—60	7—10
Камера над дучками с контрольной выработкой	5-8	6—8	6—8	20—60	15—65	40—60	8—10
С отбойкой руды глубокими горизонтальными скважинами	4-6	6—10	7—8	30—60	10—60	50—60	До 30—40
Камерно-траншейный	3—6	5—7	7—10	30—50	50-60	30—50	15—20
Камерно-панельный	4—6	4—7	6—10	20—40	10—60	30—40	15—20
Подэтажное самообрушение	2-5	3-4	3—5	30—60	50—70	50	15
С отбойкой руды наклонными слоями по напластованию	3-6	2-3	7—8	150,00	52—55	50	10

* Производительность труда рабочего по участку.

При этом в случае равномерного выпуска создаются наиболее оптимальные условия для достижения максимально возможного извлечения чистой руды до начала разубоживания.

При решении этого вопроса различают два случая, когда высота подэтажа больше $h_{кр}$ и когда высота подэтажа меньше или равна $h_{кр}$.

В первом случае выпуск руды из ряда воронок, прилегающих к боковой Поверхности контакта, ведут в последнюю очередь, создавая тем самым как бы искусственный барьер между выпускаемой рудой и обрушенной пустой породой. Для уменьшения влияния боковых поверхностей контакта ширина панели должна приниматься

$$L > 0,7h \quad (46)$$

Во втором случае при двух поверхностях контакта обрушенной руды с пустыми породами (горизонтальной и вертикальной) количество чистой руды, извлекаемой до начала разубоживания, зависит от расстояния рудоспусков до вертикальной поверхности контакта. Это расстояние может быть больше, чем малая полу-

затели различных вариантов системы подэтажного обрушения

ных элементов, м		Основные технико-экономические показатели					
высота подэтажа	высота этажа	производительность труда, м/смену		расход м ² атериалов на Г М руды		потери Руды, %	разу-божи-вание,
		буриль-щика	забойного рабочего	ВВ, кг	крепежного леса, м ²		
4—8 10—18	40—50 60—80	1,7—6,6 21,5—47,5	2,9—5,7 7—10	1,05 0,4—0,8	0,03—0,04 0,015—0,018	8—12 10—30	5—12 3—27
15—20 8—10	60—80 50—60	20—43 15,7—34	8,5—12,6 5,7—11,4	0,4—0,8 0,5—1	0,010—0,012 0,007—0,015	15—20 11—30	5—20 3—20
15—20	50—60	23—30	10,6—11,1	0,4—0,8	0,01—0,012	13—15	10—15
20—40	До 80	25—57	11,4—17	0,3—0,7	0,007—0,015	8—15	8—13
15—20 18—25 18—20	50—60 50—60 70—80	20—30 25—30 50—60	8,5 - 11,1	0,7 0,4—0,7 0,4	0,007—0,012 0,008—0,012 0,008	10—25 14,0 16,3	8—12 8—9 16,4
40	80	57—65	10	0,59	0,007	12,6	6,5

ось эллипсоида выпуска высотой h (рис. 266). В таком случае часть руды между боковой поверхностью контакта и эллипсоидом выпуска будет потеряна.

После выпуска эллипсоида чистой руды высотой h начинается разубоживание (см. главу IX).

Если расстояние $S < b$, т. е. меньше малой полуоси, то эллипсоид выпуска будет иметь высоту h' и после выпуска чистой руды из эллипсоида высотой h' начнется боковое разубоживание, а после достижения эллипсоидом выпуска горизонтальной поверхности контакта и верхнее разубоживание. Это наиболее неблагоприятный случай выпуска руды. Поэтому в практических условиях при выпуске руды необходимо увязывать высоту и толщину рудного слоя с соответствующими размерами эллипсоида выпуска.

При варианте «закрытый веер», когда площадь обрушенной зоны, в пределах которой ведут выпуск, достигает 100 м², высота слоя обрушенной руды выше горизонта воронок должна выбираться из условий полного вписывания эллипсоидов выпуска в контуры обрушенную массива.

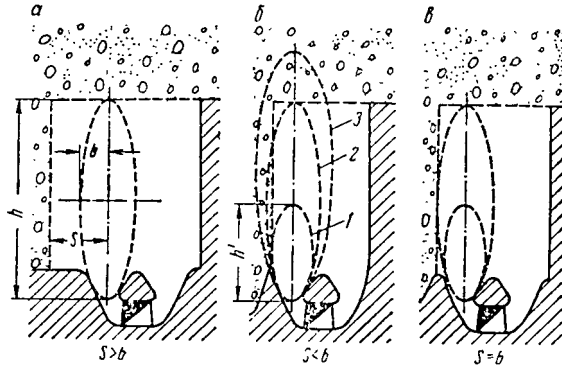


Рис. 266 Выпуск руды при двух поверхностях контакта:

a — расстояние оси рудоспуска до вертикальной поверхности контакта больше малой полуоси эллипсоида выпуска; *b* — расстояние оси рудоспуска до вертикальной поверхности контакта меньше малой полуоси; *в* — вписывание эллипсоидом выпуска в контуры объема обрушенной руды; 1 — перед началом бокового разубоживания; 2 — в процессе бокового разубоживания; 3 — при боковом и верхнем разубоживании

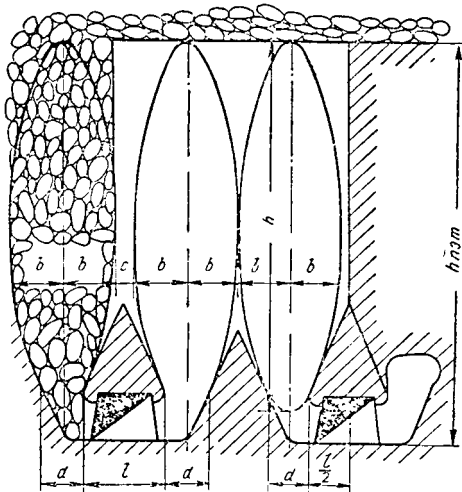


Рис. 267. Схема к определению высоты подэтажа

Пример 1. Определение высоты подэтажа.
 Ширина надштрекового целика 1 равна 2,5 м диаметр выпускного отверстия d равен 1,5 м. Малая полуось эллипсоида выпуска (рис. 267).

$$b = \frac{l + d}{2} = \frac{2,5 + 1,5}{2} = 2 \text{ м.}$$

Пользуясь кривой 1 (см. рис. 99), отражающей зависимость размеров малой полуоси b эллипсоида выпуска от отношения высоты эллипсоида выпуска к диаметру рудоспуска, получим, что при $b = 2 \text{ м}$, $\frac{h}{d} = 12 \text{ м}$. Следовательно, высота слоя обрушенной руды будет 18 м, а высота подэтажа, учитывая, что эллипсоид выпуска образуется на расстоянии 2 м от подошвы выработки, будет $18 + 2 = 20 \text{ м}$.

Пример 2. Определить показатели извлечения руды при системе разработки подэтажного обрушения.

Руда мелкокусковая, покрывающие породы по своим физическим свойствам приближаются к отбитой руде (см. рис. 266, в).

Содержание железа в рудном массиве 60% и в засоряющих породах нерудной толщи 40%.

Размеры конструктивных элементов системы разработки: расстояние между осями выпускных дучек 4 м; диаметр дучки 1,5 м, площадь обрушаемой зоны на три пары дучек $6 \times 4^2 = 96 \text{ м}^2$. Порядок выпуска равномерно-последовательный.

Требуется определить показатели извлечения руды при высоте подэтажа 21 м. При расчетах высоту слоя обрушенной руды принимают несколько меньше высоты подэтажа, измеряя ее от места перехода выпускной дучки в воронку до контакта обрушенной руды с пустыми породами. Расширение дучки в воронку обычно производят на 1 м выше кровли выработки доставки. Высота слоя обрушенной руды поэтому меньше высоты подэтажа на 3 м, а в данном примере равна 18 м.

Приступая к определению извлечения, первоначально найдем критическую высоту. По формуле

$$h_{cr} = 7.2(S - d)$$

определяем, что при расстоянии между осями выпускных дучек 4 т. е. при $b = 2 \text{ м}$ и диаметре дучки 1,5 м, она будет равна 18 м.

Объем чистой руды, извлекаемой из зоны до начала разубоживания, состоит из объема, полученного в результате проходки подэтажной выработки, выпускных дучек и сбоек между ними, а также из объема выпущенной руды до нормального разрыхления обрушенной руды.

Объем чистой руды, полученный в результате проходки выработок, отнесенный к одной дучке, находится в пределах 36—40 м³ руды в массиве или же 47—52 м³ при ее разрыхлении (при коэффициенте разрыхления 1,3).

Объем чистой руды, выпущенной из эллипсоида выпуска до начала разубоживания (33)

$$Q = \left(\frac{h}{4,62} + d \right)^3 = \left(\frac{18}{4,62} + 1,5 \right)^3 = 157,11 \text{ м}^3.$$

Найденная величина характеризует извлечение чистой руды в целом по зоне, так как аналогичное извлечение руды при равномерном выпуске будет достигнуто в каждом рудоспуске.

В дальнейшем производится выпуск разубоженной руды до снижения содержания полезных компонентов в выпускаемой рудной массе ниже установленного предела.

Условимся, что нижний предел по содержанию железа в выпускаемой рудной массе составляет 48%.

Произведем расчет разубоживания и снижения содержания металла в выпускаемой рудной массе.

Так как высота слоя больше критической (см. главу IX), то при определении разубоживания оперируем расчетной высотой:

$$h_1 = 0,75 h_{кр} = 0,75 \cdot 18 = 13,5 \text{ м.}$$

Объем эллипсоида выпуска расчетной высоты

$$Q_1 = \left(\frac{13,5}{4,62} + 1,5 \right)^3 = 86,35 \text{ м}^3.$$

Дозу выпуска принимаем равной 50 м'. Тогда: $Q_2 = 130,35 \text{ м}^3$; $Q_3 = 186,35 \text{ м}^3$; ($Q_4 = 236,35 \text{ м}^3$ и $Q_5 = 236,35 \text{ м}^3$).

По формуле (33) определяем

$$h_2 = 4,62 \left(\sqrt[3]{136,35} - 1,5 \right) = 16,86 \text{ м.}$$

Аналогично $h_3 = 19,45 \text{ м}$; $h_4 = 21,62 \text{ м}$ и $h_5 = 23,51 \text{ м}$.

Из выражения (37)

$$R_0 = 1 - \frac{3h_1}{h_n^2 + h_{n+1}^2 + h_n h_{n+1}},$$

находим объемное разубоживание в дозах выпуска

$$R_{0_2} = 1 - \frac{3 \cdot 13,5^2}{13,5^2 + 16,86^2 + 13,5 \cdot 16,86} = 0,212.$$

Аналогично $R_{0_3} = 0,448$; $R_{0_4} = 0,568$ и $R_{0_5} = 0,642$.

Объемный вес руды при содержании в ней железа 60% равен 2,51 м/м', а пустых разубоживающих пород при содержании железа 40% равен 1,95 м/м'.

Объемный вес рудной массы в дозах определяется по формулам.

$$\gamma_{p.м} = \gamma_p R_0 + \gamma_r (1 - R_0).$$

$$\gamma_{p.м_2} = 1,95 \cdot 0,212 + 2,51 (1 - 0,212) = 2,391 \text{ м/м}^3;$$

$$\gamma_{p.м_3} = 2,259 \text{ м/м}^3;$$

$$\gamma_{p.м_4} = 2,192 \text{ м/м}^3;$$

$$\gamma_{p.м_5} = 2,150 \text{ м/м}^3;$$

При этом разубоживание по весу в каждой дозе выпуска будет

$$R_{в_2} = R_{0_2} = \frac{\gamma_p}{\gamma_{p.м}} = 0,212 \frac{1,95}{2,391} = 0,173.$$

Аналогично $R_{в_3} = 0,387$; $R_{в_4} = 0,505$ и $R_{в_5} = 0,582$.

Содержание железа в каждой дозе определяем из выражения

$$q = p - R_0 (p-r),$$

где p — содержание железа в массиве, %;

r — содержание железа в засоряющих пустых породах, %;

$$q_2 = 60 - 0,173 (60 - 40) = 56,54\%;$$

$$q_3 = 52,26\%;$$

$$q_4 = 49,90\% \text{ и}$$

$$q_5 = 48,36\%.$$

Результаты вычислений сводим в табл. 44.

* Определяется взвешиванием обрушенной руды и пустых пород в сосуде, имеющем емкость 1 м'.

Результаты вычислений

Выпущено из запаса одного рудоспуска	Объем, м ³	Объемный вес, т/м ³	Вес, т	Содержание металла, %	м ³ , % металла	Тонно-проценты (т. %)	Разубоживание		Объем прижешанных пустых пород, м ³	Вес прижешанных пустых пород, м ³
							по весу	по объему		
Чистой руды до начала разубоживания	243,5	2,51	611,18	60,00	14 610	36 670,8	—	—	—	—
Разубоженной руды:										
I доза . . .	50,0	2,39	119,5	56,54	2 827	6 756,5	17,3	21,2	8,6	20,76
II доза . . .	50,0	2,26	113,0	52,26	2 613	5 905,4	38,7	44,8	19,3	42,57
III доза . . .	50,0	2,19	109,5	49,90	2 495	5 464,0	50,5	56,8	25,3	55,55
IV доза . . .	40,5	2,15	87,07	48,50	1 964	4 222,9	58,0	64,2	23,5	52,20
Итого . . .	434		1040,25	56,9	24 509	59 019,6	16,44	17,44	75,7	171,08

При наклонной боковой поверхности рудного массива условия выпуска руды несколько изменяются. Если рудный массив отклонен в сторону рудоспуска (рис. 268, а), вне сферы влияния

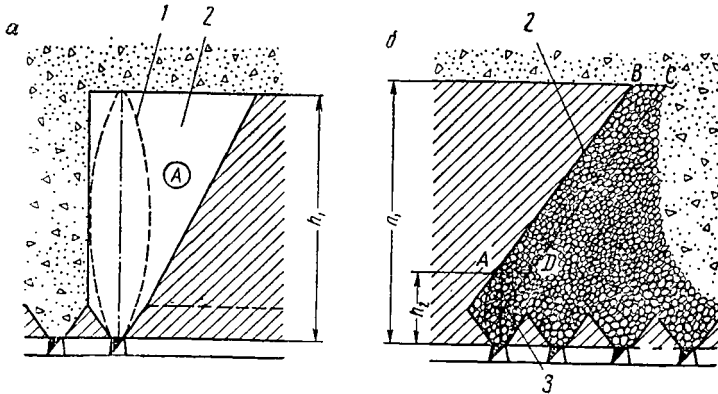


Рис. 268. Выпуск руды при двух поверхностях контакта и наличии рудного массива:

1 — эллипсоид выпуска в отбитой руде; 2 — отбитая руда; 3 — образующая воронка выпуска

данного рудоспуска остается объем руды. Если рудный массив нависает над рудоспуском (рис. 218, б), эллипсоид выпуска, достигая наклонной поверхности рудного массива, вытягивается вдоль последнего. Объем чистой руды, извлекаемой в этом слу-

чае, представляет собой как бы сумму объемов эллипсоида высотой h и параллелепипеда $ABCD$.

Такое положение поверхности рудного массива по отношению к рудоспуску позволяет увеличить высоту рудного слоя. В условиях шахты «Гигант» Дзержинского рудоуправления при мелкокусковых рудах отношение принимали до 5. Давление обрушенных пород на отбитую руду в этом случае меньше, чем при вертикальной стенке массива, и тем более при отклонении его в сторону от рудоспуска.

Торцовый выпуск руды

Выпуск руды при двух и даже трех поверхностях контакта с пустыми породами в практических условиях ведут не только из рудоспусков, но и непосредственно через горизонтальные выработки — орты и штреки. В таких слу-

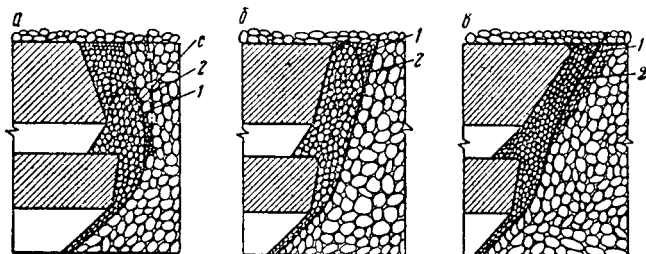


Рис. 269. Торцовый выпуск:

a—при наклоне плоскости забоя в сторону массива (вписывание эллипсоида выпуска в контуры обрушенной руды неполное). Разубоживание начинается как только эллипсоид выпуска 1 достигает контакта с пустыми породами в точке *C*; *б* — более полное вписывание эллипсоида выпуска в контуры обрушенной руды; *в* — часть руды остается

чаях выпуск ведут в торце выработки (торцевой выпуск). Обычно выпуск руды в торце выработки связан с обрушением находящегося над ней рудного массива и с его погашением. Буровзрывные работы и операции по выпуску руды при этом чередуются.

Основные достоинства торцевого выпуска: сокращение объема подготовительных и нарезных работ (в частности дучек), применение высокопроизводительных самоходных машин, ликвидация частых зависаний руды, что наблюдается при выпуске руды через дучки.

Недостатки: большие потери и разубоживание, особенно при рудах, склонных к слеживанию.

При торцевом выпуске отбитую руду (рис. 269) выпускают через щель, ширина которой равна ширине выработки. Фигура выпуска имеет форму эллипсоида. При отбойке наклонных слоев, если рудный массив нависает над выработкой, эллипсоид

выпуска, достигая наклонной стенки рудного массива, вытягивается вдоль последней. Ширина щели, а следовательно, размеры эллипсоидов выпуска и разрыхления зависят от **своиств.** отбитой руды и глубины внедрения рабочего органа погрузочной машины в навал.

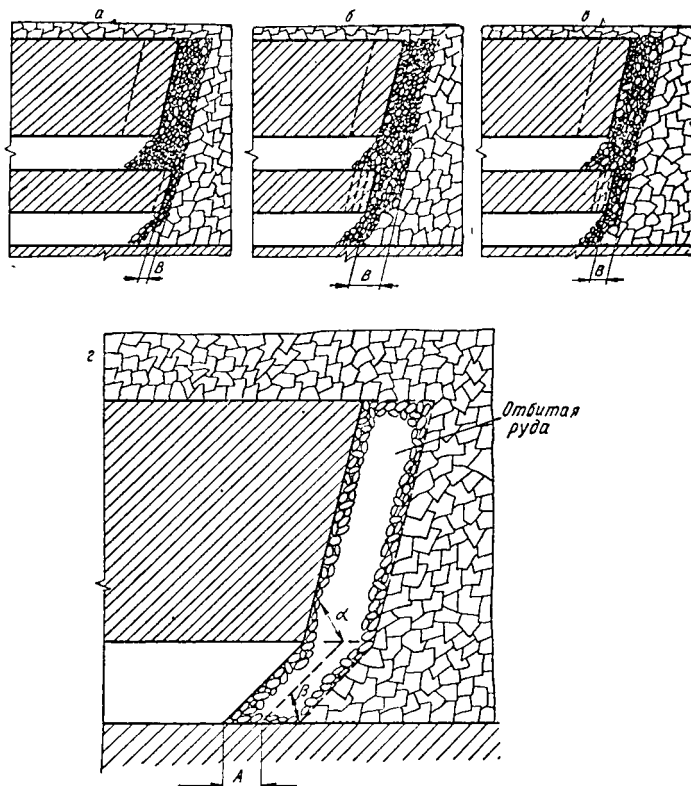


Рис. 270. Торцовый выпуск:

a — шаг обрушения мал; при выпуске в зону выпуска вовлекаются пустые породы, *б* — шаг обрушения больше, чем это необходимо; часть руды теряется; *в* — величина шага обрушения выбрана правильно; зона выпуска проходит на контакте с пустыми породами; *z* — схема к определению ширины щели

По С. Л. Иофину, ширина щели (рис. 270)

$$m = A \sin \beta - \operatorname{tg}(\alpha - \beta) \left(\frac{H}{\sin \beta} - A \cos \beta \right), \quad (47)$$

где α — угол, образующий зону выпуска, град;

β — угол естественного откоса отбитой руды, град;

H — высота погрузочной выработки, м;

A — величина внедрения рабочего органа погрузочной машины в навал, м.

Для крепких руд, когда величина A соизмерима с размерами кусков, можно применять приближенную формулу

$$m = A \cdot \sin \beta. \quad (48)$$

При величине внедрения $A = 0,5-4-0,7$ м ширина выпускной щели для руды, истекающей под углом 45° , составляет $0,4$ м.

Для обеспечения наиболее полного извлечения руды при выпуске необходимо соблюдать определенное соотношение между шириной выпускной щели, высотой и толщиной слоя выпускаемой руды, а также углом наклона забоя к горизонтали.

Выбор оптимальных размеров толщины обрушаемого слоя в зависимости от высоты и физических свойств обрушенной руды весьма важен. При чрезмерных размерах толщины обрушаемого слоя часть ее остается за пределами зоны выпуска. При размерах ее меньше оптимального наступает разубоживание.

Большинство исследователей указывают на более благоприятные результаты выпуска в том случае, если рудный массив нависает над выработкой. На рудниках цветной металлургии принимают угол наклона $75-85^\circ$. Оптимальное соотношение между толщиной обрушаемого слоя и его высотой, по С. Л. Иофину, находится в пределах $2,5-3,5$.

Исследованиями В. Р. Именитова, С. Л. Иофина и М. Д. Фугзана установлено, что

$$h = (2,7-3,5) S' \quad (49)$$

где S' — толщина отбиваемого слоя, м.

В каждом отдельном случае это соотношение определяют в зависимости от сыпучих свойств отбитой руды и налегающих пород.

Более целесообразно торцевой выпуск вести при наличии двух расположенных одна над другой выработок (см. рис. 275), хотя при этом увеличивается объем подготовительных работ. При двух выработках буровзрывные работы можно вести с некоторым опережением по отношению к выпуску руды в нижней выработке. Обрушая потолочину между верхней и нижней выработкой, регулируют выпуск. Оптимальный шаг обрушения потолочины находится в пределах $1,5$ м.

Условия торцевого выпуска руды хуже, чем площадного в связи с тем, что руда при взрывах уплотняется, а большая плотность материала увеличивает эксцентриситет эллипсоида выпуска. Объем чистой руды, извлекаемой до начала разубоживания, по сравнению с площадным в $1,5-2$ раза меньше. С. Л. Иофин, сравнивая выпуск руды через дучки с торцевым, указывает, что разубоживание руды при высоте ее слоя $10-15$ м одинаково в обоих случаях. При высоте слоя $20-25$ м величина разубоживания при торцевом выпуске в $1,5-2$ раза больше.

Этот недостаток торцевого выпуска частично устраняют, применяя обогащение добытой руды. Так, на руднике «Кируна» (Швеция), где разрабатывают железные руды, обладающие магнитными свойствами, добытую руду подвергают магнитной сепарации.

Выпуск руды При системе подэтажного обрушения отбойки проводят отбойку руды вертикальными или на-

клонными слоями различной толщины. При этом наблюдается уплотнение отбитой руды и контактирующей с ней толщи пустых пород.

Д. М. Фугзан и В. Р. Именитов наблюдали образование щели на контакте отбитой руды с массивом. Поэтому выпуск руды при отбойке в зажиме протекает в менее благоприятных условиях, чем при компенсационном пространстве.

Уплотнение отбитой руды обуславливает образование при выпуске так называемых островных участков в массе отбитой руды, не вовлекаемых в процесс выпуска, что увеличивает потери и разубоживание.

Особенно отрицательно сказывается на результатах извлечения выпуск руды в зажиме при рудах, склонных к слеживанию.

Д. М. Фугзан указывает, что выпуск руды после отбойки в зажиме нельзя вести от массива в сторону обрушенных пород вследствие того, что разрыхление руды при выпуске в зоне призабойной щели нарушает дальнейший выпуск из воронок прилегающего ряда, над которыми уплотненная руда не вовлекается в процесс выпуска.

Более или менее нормальные условия выпуска руды достигаются в том случае, когда руду первоначально выпускают из всех дучек по площади взорванной зоны, добываясь тем самым разрыхления всей толщи отбитой руды. После этого, если зона выпуска имеет три ряда воронок, выпуск следует вести из центрального ряда. Отношение высоты вертикального слоя к его ширине должно быть в пределах 2,5—3,3.

§ 4. КРЕПЛЕНИЕ ВЫРАБОТОК ПРИ СИСТЕМЕ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ

Внедрение новых вариантов системы подэтажного обрушения с увеличенной высотой подэтажа при повышенном горном давлении потребовало первоначального усиления деревянной крепи (рис. 271).

В дальнейшем этот вид крепи также оказался нерациональным в связи с высоким давлением, что побудило разработать и внедрить металлическую податливую крепь из металла специального профиля (СП-18, СП-28).

На рис. 272 показана арочная податливая крепь СП-18. Такие рамы, состоящие из отдельных сегментов и крепленные зажимами, обладают податливостью. Рамы крепи устанавливают вразбежку через 1 м и соединяют двумя-тремя продольными стержнями

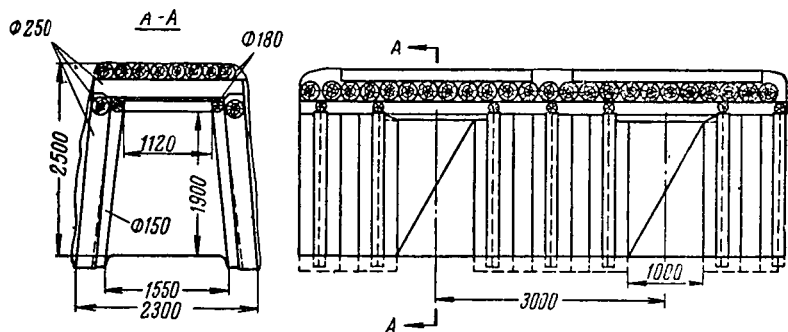


Рис. 271. Усиленная деревянная крепь при системе подэтажного обрушения

нями. При повышенном горном давлении между основными рамами устанавливают еще и промежуточные. Вес одного комплекта крепи 230 кг.

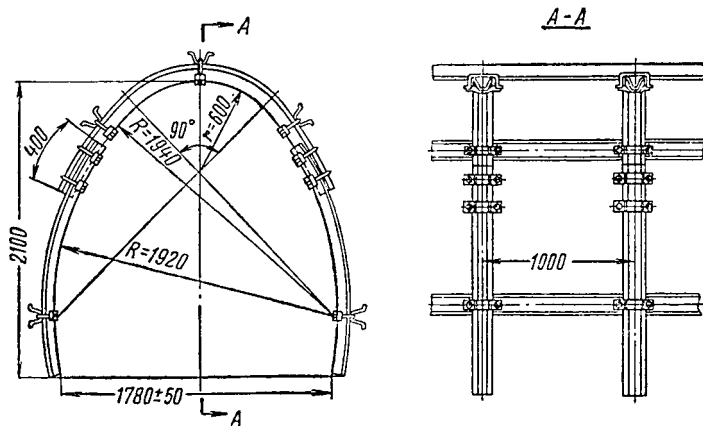


Рис. 272. Арочная податливая крепь СП-18

При высоком горном давлении применяют более прочную металлическую крепь. Несмотря на большую первоначальную стоимость, металлическая крепь оказалась более экономичной, кроме того, около 50% рам извлекают для повторного использования.

§ 5. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СИСТЕМЫ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ И ПУТИ ЕЕ ДАЛЬНЕЙШЕГО РАЗВИТИЯ

По сравнению с системой слоевого обрушения система подэтажного обрушения имеет следующие преимущества: более безопасные условия труда в связи с тем, что выработки проходятся в рудном массиве; значительно лучшие условия проветривания забоев, так как устраняется или сводится к минимуму контакт с гниющим матом, выделяющим углекислый газ; меньший объем трудоемких нарезных работ; меньший расход ВВ и лесных материалов; более высокая (в два-три раза) производительность труда горнорабочих; меньшие расходы на поддержание и ремонт выработок.

К числу недостатков системы подэтажного обрушения относятся: значительные потери и разубоживание руды, особенно при выпуске руды под налегающими породами; невозможность раздельной выемки и сортировки руды в забое; опасность в пожарном отношении при разработке руд, склонных к самовозгоранию, а также при выпуске руды под защитой мата.

В связи с этим при добыче богатых руд применяют системы слоевого обрушения.

Сопоставляя технико-экономические показатели различных вариантов системы подэтажного обрушения, необходимо отметить, что все варианты с выпуском руды под налегающими породами по сравнению с вариантом системы, где выпуск ведут под защитой гибкого деревянного щита из старого леса (мата), имеют следующие преимущества: более высокую производительность забоя и труда горнорабочих, занятых на очистной выемке; меньший расход материалов, особенно лесных; меньшую себестоимость добываемой руды.

Общим недостатком вариантов системы подэтажного обрушения с выпуском руды под налегающими породами являются потери и разубоживание руды, возрастающие в 1,2—1,5 раза на участках со значительным горным давлением вследствие уплотнения обрушенной руды.

Из всех вариантов системы подэтажного обрушения с выпуском руды под налегающими породами наиболее высокопроизводительным является вариант с отбойкой руды глубокими скважинами благодаря высокой эффективности буровзрывных работ и высокой интенсивности выпуска руды (обычно 0,6—0,8 t/m^2 в сутки по сравнению с 0,2—0,3 t/m^2 при других системах).

Варианты системы подэтажного обрушения с отбойкой руды штанговыми шпурами менее производительны вследствие менее эффективных методов отбойки, а также в связи с большим удельным объемом подготовительных и нарезных работ.

Отбойка руды глубокими скважинами характеризуется меньшей величиной потерь (12—15%) и разубоживания руды (10—12%) благодаря более эффективному ее дроблению и выпуску на большей площади.

Наибольшие потери (15—25%) и разубоживание (20—25%) наблюдается при варианте «закрытый веер».

Необходимо отметить, что все варианты системы подэтажного обрушения позволяют осуществлять хорошее проветривание рабочих забоев, причем наименьшее пылеобразование достигается при варианте с отбойкой руды глубокими скважинами.

Таким образом, при отбойке руды глубокими скважинами достигается: 1) высокая эффективность буровзрывных работ; 2) высокая интенсивность выпуска; 3) возможность достижения высокой производительности труда горнорабочего; 4) низкая себестоимость руды; 5) уменьшение объема подготовительных и нарезных работ; 6) снижение пылеобразования в забое; 7) меньшие по сравнению с другими вариантами потери и разубоживание руды.

Применяя системы подэтажного обрушения, следует стремиться поэтому к максимально возможному по условиям разработки применению наиболее эффективных ее вариантов с отбойкой руды глубокими скважинами. При неустойчивых, хорошо обрушающихся, хрупких и несслеживающихся рудах при их выпуске хорошие показатели дает вариант подэтажного самообрушения.

В случае применения системы подэтажного обрушения целесообразно организовать выдачу на поверхность двух потоков руды, разделив выдачу кондиционных руд и руд разубоженных, требующих обогащения. За счет этого мероприятия эффективность системы подэтажного обрушения может быть значительно повышена.

Дальнейшее развитие системы подэтажного обрушения будет направлено по пути усовершенствования варианта с отбойкой руды глубокими скважинами, который обеспечивает высокую интенсивность выпуска руды. Вариант можно широко использовать при значительном горном давлении, так как днище отрабатываемой панели (обычно 20 X 25 или 30 X 25 м) при этой системе разработки воспринимают меньшее горное давление, чем при отработке больших блоков (45 X 50 или 50 X 70 м) при системе этажного обрушения.

Поэтому систему подэтажного обрушения следует рассматривать как основную при значительном горном давлении.

Широкое применение податливой металлической крепи является одним из мероприятий, способствующих повышению эффективности системы разработки подэтажного обрушения.

§ 6. СИСТЕМЫ ЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ

Сущность системы этажного обрушения состоит в обрушении руды подготовленных блоков в пределах высоты этажа, после чего производят массовый выпуск обрушенной руды под налегающими пустыми породами, заполняющими выработанное пространство. Известны две разновидности систем этажного обрушения: этажное самообрушение и этажное принудительное обрушение.

Принципиальное различие между ними заключается в следующем.

При этажном самообрушении руда в пределах разрабатываемого участка в результате проведения специальных горных работ (подсечки основания блока, боковой отрезки) постепенно самообрушается на всю высоту этажа. Разрабатываемые в этом случае руды должны быть склонны к самообрушению.

При этажном принудительном обрушении руду в пределах этажа обрушают принудительно, применяя ВВ для обрушения и дробления руды в блоке. Этажное принудительное обрушение поэтому может применяться в рудах любой крепости и устойчивости. Различаясь по методам обрушения руды в пределах этажа, обе разновидности системы этажного обрушения имеют много общего в части конструктивных элементов системы, техники выпуска руды, поддержания выработок и др.

Система этажного самообрушения

При системах этажного самообрушения шахтное поле в пределах этажа разбивают на блоки, которые отрабатывают путем их самообрушения, осуществляемого в результате подсечки основания блока и отрезки боковых сторон.

Схема разрушения массива показана на рис. 273. На уровне горизонта воронок произведена подсечка, в результате которой под влиянием сил собственного веса P_1 и давления налегающих пород P_2 руда в кровле подсечки начинает растрескиваться и постепенно вываливается. Обрушение руды происходит в объеме свода равновесия. Поверхность свода равновесия находится под действием сжимающих напряжений, равновесие которых определяется взаимодействием сил $P_1 + P_2$ и напряжения реакций опор в пятах свода A и B .

Обрушение массива прекращается тогда, когда свод приобретает устойчивость.

Для возобновления процесса обрушения массива требуется нарушение устойчивости свода, что может быть достигнуто либо ослаблением реакции опор, либо перемещением точек опоры A и B вверх по вертикали. В первом случае основание свода равновесия расширится в горизонтальном направлении и обрушение массива может распространяться за пределы блока (свод $A'B'$).

Во втором случае поверхность свода равновесия будет перемещаться вверх и обрушение массива возобновится, не выходя за пределы блока. Ослабление и перемещение свода равновесия вверх практически достигается отрезкой блока, т. е. ослаблением

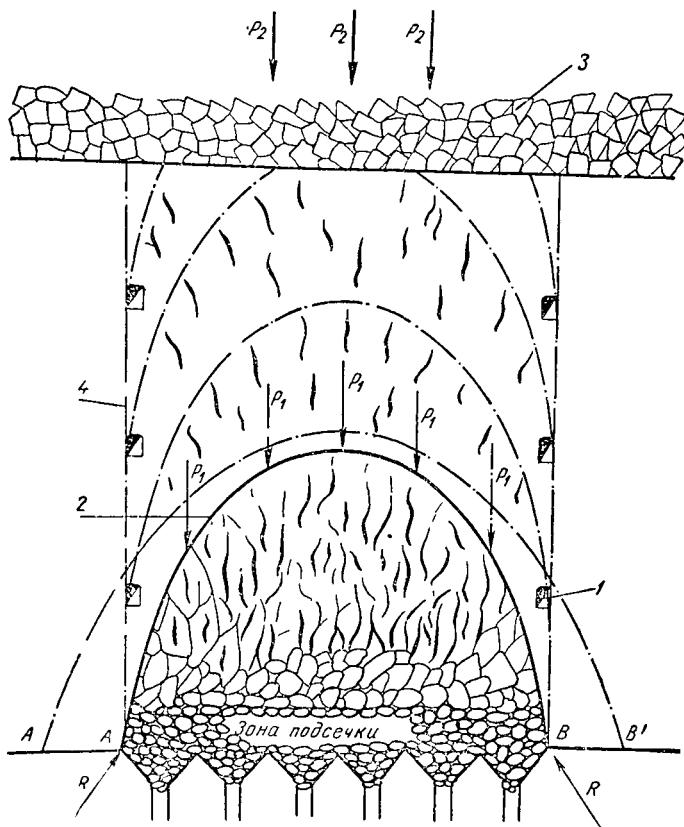


Рис. 273. Схема разрушения массива при системе этажного самообрушения:

1 — отрезные выработки; 2 — свод естественного равновесия; 3 — налегающие пустые породы; 4 — граница блока; P_1 — силы собственного веса; P_2 — давление налегающих пород

связи блока с окружающими породами по пограничным вертикальным плоскостям. В зависимости от характера пород и размеров блока, отрезка производится частично или полностью на всю его высоту.

Обрушение руды в кровле подсечки начинается обычно не сразу, а спустя некоторое время, когда напряженное состояние кровли достигнет определенного предела. Иногда обрушение

породы внутри свода равновесия бывает внезапным. Подсечка па большой площади, произведенная за короткое время, как правило, приводит к таким обрушениям.

Степень измельчения руды в процессе обрушения зависит от ее физических свойств, а также от скорости и равномерности выпуска. Во многих случаях, особенно в крепких рудах, необходимо задерживать процесс обрушения с тем, чтобы руда подвергалась более интенсивному растрескиванию и, следовательно, лучше дробилась («созревание блока»). От управления выпуском зависит протекание процесса обрушения массива.

На измельчение руды при обрушении оказывает влияние степень отрезки блоков. Полная отрезка блока или чрезмерное ослабление пограничных плоскостей блока может служить причиной оседания его огромными глыбами, что сопряжено с большими затратами на вторичное дробление и сопровождается потерями руды при выпуске.

Условием успешного применения системы этажного самообрушения является полное обрушение руды в заданных границах без оставления консолей, навесов и прочего. Обрушение должно быть постепенное, а не мгновенное. Это может быть достигнуто только при правильном сочетании способов подсечки и отрезки блока с интенсивностью выпуска руды.

Максимально возможный объем руды в блоке должен быть обрушен внутри свода естественного равновесия.

Для успешного применения системы этажного самообрушения требуется соблюдение следующих условий:

- 1) разрабатывать мощные рудные тела;
- 2) обрушаемая руда по физическим свойствам должна быть умеренно крепкой, по возможности однородной, хрупкой, не слеживающейся и легко подвергающейся дроблению в процессе обрушения. Система разработки этажного самообрушения может применяться и при разработке крепких руд. Однако в этом случае рудное тело должно быть пронизано трещинами кливажа или прослоями мягких пород, обеспечивающими самообрушение массива после подсечки и боковой отрезки;
- 3) разрабатываемые руды не должны быть ценными, так как очистная выемка при этой системе сопровождается значительным разубоживанием и потерями руды. Разработка ценных руд возможна только при использовании эффективного обогащения в том случае, если расходы, обусловленные этим процессом, перекрываются за счет дешевой добычи;
- 4) руды не должны самовозгораться;
- 5) разрабатываемые руды не требуют отдельной выемки.

Подготовительные работы при системе этажного самообрушения заключаются в проведении выработок на основном откаточном горизонте, обеспечивающих откатку значительного количества руды из блока в процессе выпуска. На рис. 274 показана

трассировка выработок основного откаточного горизонта на шахте «Гигант».

Подготовку дна осуществляют в двух вариантах:

1) с доставкой руды собственным весом и перепуском ее через камеры грохочения на основной откаточный горизонт непосредственно (рис. 275, а) или через серию разветвляющихся восстающих (рис. 275, б). Иногда у устья главного перепускного восстающего монтируют дробилку, через которую пропускают

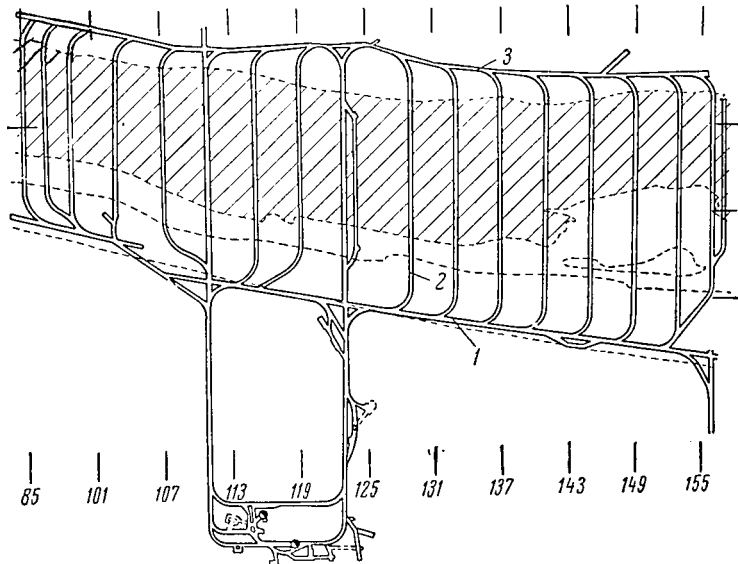


Рис. 274. Трассировка выработок основного откаточного горизонта на шахте «Гигант»:

1 — полевой штрек в лежащем боку залежи; 2 — квершлаг и орты; 3 — штрек висячем боку

добытую в блоке руду (рис. 276). Такие установки необходимы и том случае, если руду доставляют по основным выработкам конвейерами;

2) со скреперованием руды по выработкам горизонта выпуска.

Сопоставляя грохотную схему дна со скреперной, следует отметить, что грохотная схема значительно лучше в условиях: 1) значительной крепости и устойчивости руды; 2) большой высоты этажа; 3) большого выхода негабарита; 4) необходимости обеспечения высокой интенсивности выпуска руды; 5) необходимости точной регулировки выпускаемой руды.

К числу преимуществ грохотной схемы следует отнести возможность снижения потерь и разубоживания руды по сравнению со скреперной.

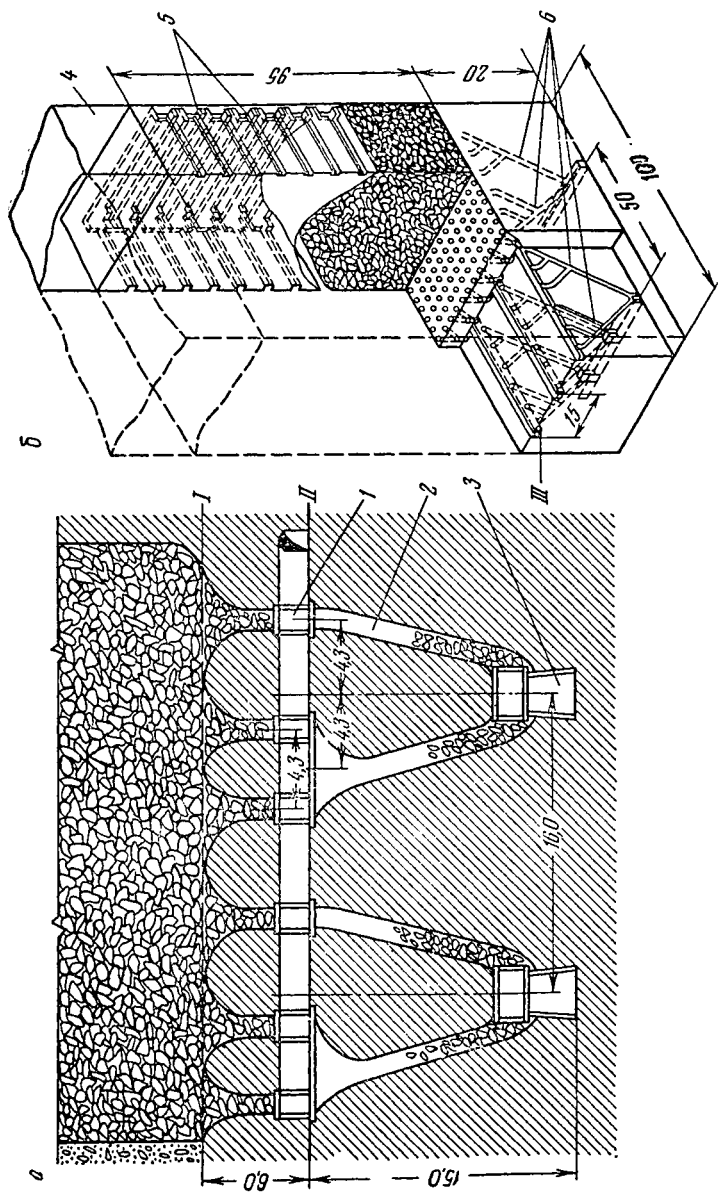


Рис. 275. Схемы подготовки днищ (рудники США):

а — с выпуском руды через камеры разветвляющихся восстающих; б — через серию разветвляющихся восстающих; 1 — камера грохочения; 2 — рудоспуск; 3 — откаточный шпур; 4 — налегающие породы; 5 — отрезные выработки; 6 — разветвляющиеся восстающие; I — горизонт подсеки; II — горизонт выпуска; III — горизонт грохочения

Так, на руднике «Текели» величина потерь и разубоживания руды по отработанным блокам в случае применения грохотной схемы составила соответственно 9,8 и 19,9%, а при скреперной схеме доставки — соответственно 17,6 и 23,3%.

Производительность труда горнорабочих на горизонте выпуска при грохотной схеме обычно выше, чем при скреперной.

К недостаткам грохотной схемы относятся большой объем подготовительных и нарезных работ и значительно худшие условия безопасности труда.

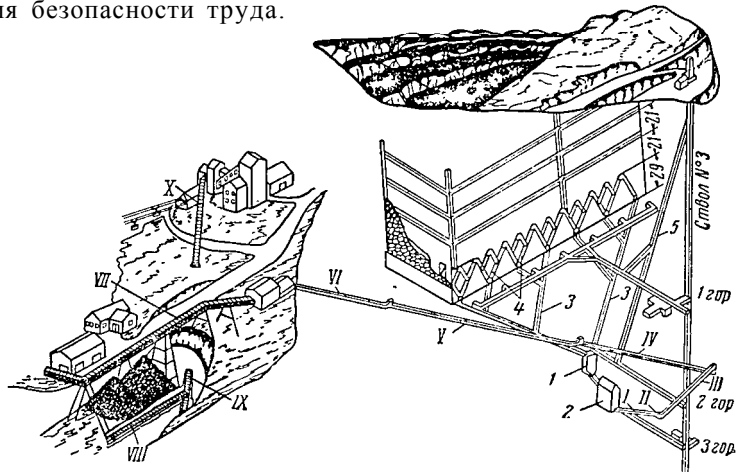


Рис. 276. Схема подготовки блока с применением дробилки при доставке руды конвейерами на руднике «Гелен» (Канада): I-X — номера последовательно работающих конвейеров; 1 — подземный бункер; 2 — подземная дробилка; 3 — рудопереносные восстающие; 4 — выработки скреперования; 5 — вентиляционный восстающий

Скреперная схема доставки выгоднее в тех случаях, когда экономический ущерб от потерь и разубоживания руды будет одинаков по сравнению с грохотной схемой. Скреперная схема предпочтительнее при небольшой (60 м) высоте этажа. Она и находит применение при доставке руд средней крепости и устойчивости, когда поддержание выработок скреперования значительно дешевле, чем камер грохочения. В этих условиях применение скреперной схемы доставки обеспечивает большую безопасность горных работ. Важную роль при системе этажного самообрушения имеет проветривание приемного горизонта в связи с необходимостью вторичного дробления крупных глыб руды. Проветривание должно осуществляться сквозной струей, которая обеспечила бы удаление продуктов взрыва в кратчайшие сроки во избежание простоев.

Схема проветривания блока, применяемая в Криворожском бассейне, показана на рис. 277. Свежий воздух поступает по полевому штреку 1 в орты 2 основного откаточного горизонта.

По восстающим 3 свежий воздух поднимается на подэтажные орты 4 и, омыв штреки скреперования 5, опускается по вентиляционным сбойкам 6 на вентиляционные орты 7. Отсюда за-

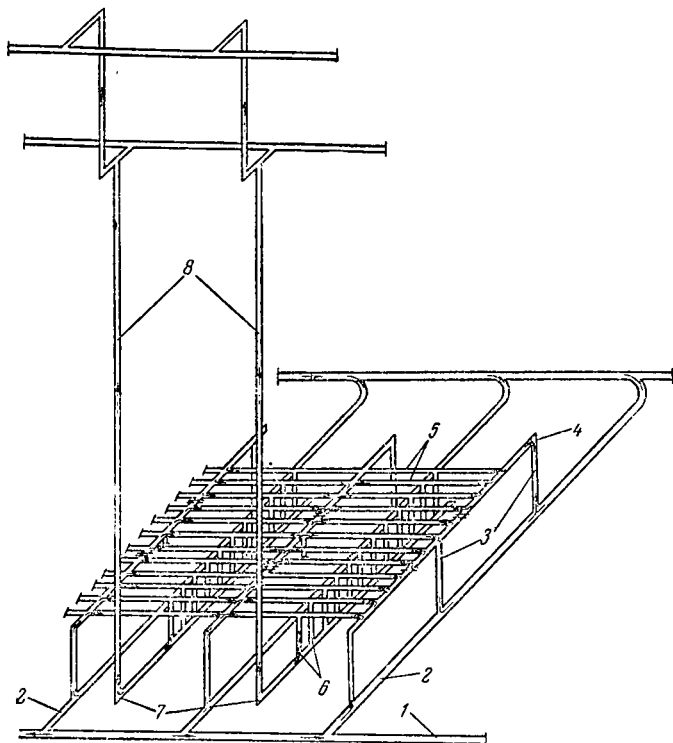


Рис. 277. Схема вентиляции блока

Основные варианты системы этажного самообрушения

При первом варианте (см. рис. 275) самообрушение блоков ведут с образованием свода естественного равновесия, перемещающегося в процессе очистной выемки снизу вверх. При обрушении выемочных полей (рис. 278) в первой стадии очистную выемку ведут с образованием свода естественного равновесия, перемещающегося снизу вверх. После проламывания кровли свода остается консоль — нависающий массив, представляющий собой половину свода равновесия. Во второй стадии очистной выемки консоль-полусвод равновесия продвигают по горизонтали, производя опережающую подсечку. Как установлено наблю-

Систему разработки этажного самообрушения применяют в двух основных вариантах: с обрушением блоков и с обрушением выемочных полей.

дениями, скалывание консоли происходит обычно на участке, составляющем 0,6—0,7 длины произведенной подсечки. В центральной части консоли руда обрушается более интенсивно, чем у ее границ с окружающим массивом. В Криворожском бассейне при зависии руды у стенок блока при недостаточной отрезке применяли минные заряды (рис. 278). Угол наклона нависающего рудного массива определяется физическими свойствами руды:

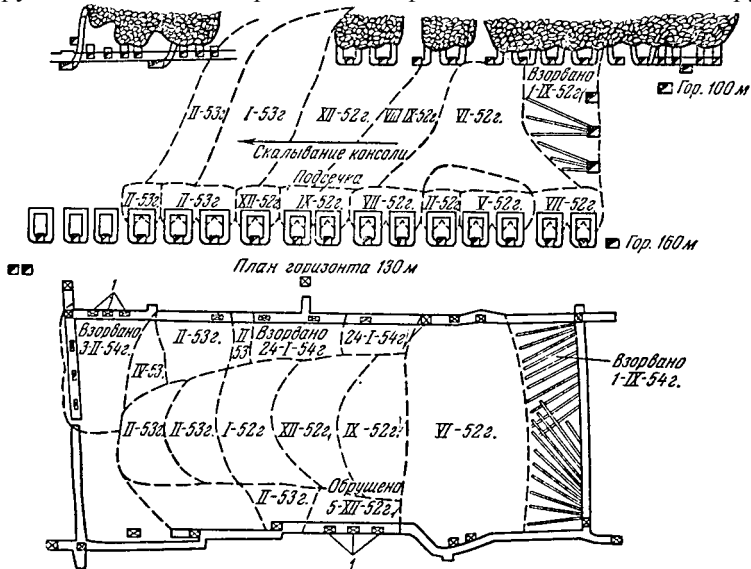


Рис. 278. Система этажного самообрушения с обрушением выемочных полей:
 1 — минные заряды

чем слабее руда, тем больше этот угол. Кроме того, угол наклона нависающего рудного массива зависит также и от скорости подсечки, с увеличением которой он возрастает.

При самообрушении консоли из дучек, находящихся в зоне проекции ее на горизонтальную плоскость, следует выпускать только излишек руды, получаемый за счет ее разрыхления.

Ниже приведены параметры системы этажного самообрушения:

Высота этажа, м	50—80, иногда 120—150
Ширина блока (поля) м	30—50
Длина блока, м	30—80
Площадь подсечки, м ²	900—2500
Высота подсечки, м	3—8
Высота днища, м	13—25
Расстояние между выработками скреперования, м	10—12
Расстояние между дучками, м	4,5—7

Методы подсечки. В управлении обрушением блоков при системе этажного самообрушения важную роль имеет способ подсечки. Подсечку блоков производят:

1) разрушением целиков взрыванием обычных шпуров между ортами и штреками, пройденными на горизонте подсечки (рис. 279, а);

2) глубокими скважинами, пробуренными станками глубокого бурения (рис. 279, б);

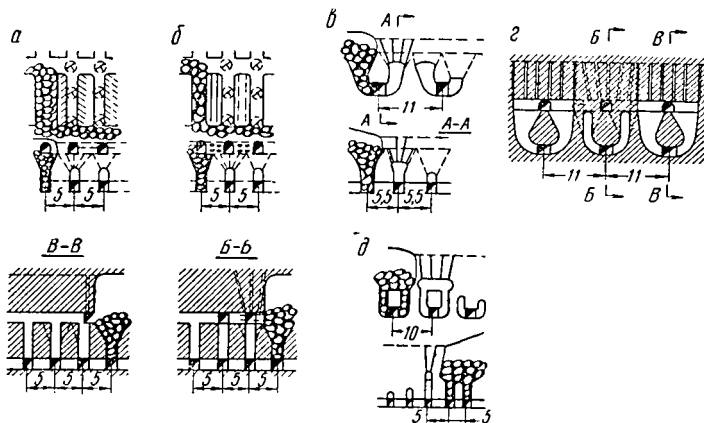


Рис. 279. Способы образования подсечки при системе этажного обрушения

3) взрыванием комплектов веерообразно пробуренных шпуров из дучек (рис. 279, в);

4) с образованием камер высотой 8—19 м и последующим разрушением целиков между ними (рис. 279, г);

5) вариантом системы подэтажного обрушения «закрытый веер» (рис. 279, д).

Все методы подсечки (кроме пунктов 3 и 4) можно применять при рудах средней и выше средней крепости. Наиболее целесообразно применять метод подсечки веерообразно расположенными шпурами из дучек, если неустойчивые руды ниже средней крепости, а вариант системы подэтажного обрушения «закрытый веер» — при рудах средней крепости, когда образование камер в связи с недостаточной устойчивостью руды затруднительно. Кроме того, этот метод целесообразен при обрушении целиков, оставленных в зоне подсечки.

Практика показала, что применение глубоких скважин для подсечки блоков нецелесообразно. При разбурировании временных целиков на горизонте подсечки глубокими скважинами длиной 15—18 м было выявлено искривление скважин и в связи с этим увеличение л. н. с. для отдельных участков целиков. По

этой причине целики оставались неразрушенными и препятствовали обрушению массива. Кроме того, применение глубоких скважин не гарантирует тщательную подсечку рудного массива.

Стремление увеличить добычу руды из блока в период его подсечки и созревания обусловило применение так называемой высокой подсечки.

Высокую подсечку блоков в рудах средней крепости и устойчивости (рис. 279, з) осуществляют выемкой камер высотой 8—10 м, шириной 10—11 м, оставляя между ними целики шириной 10 м. К расстреливанию временных целиков приступают после выемки руды из двух — трех камер. В результате разрушения целиков на воронках образуется рудная подушка высотой 4—5 м.

Применение высокой подсечки требует точного соблюдения следующих правил:

1) временные целики следует разрушать после образования двух — трех камер при площади обрушения 300 м^2 в каждой из них;

2) нельзя допускать удлинения сроков существования камер;

3) временные междукамерные целики следует разрушать только последовательно (одновременное взрывание их не рекомендуется);

4) выпуск руды из блока после разрушения временных целиков надо увязывать с развитием процесса обрушения (рис. 279, д).

Следует отметить, что применение низкой подсечки обеспечивает наиболее благоприятные условия для развития процесса самообрушения блоков. Проведение перечисленных выше мероприятий при высокой подсечке блоков не обеспечивает нормального развития процесса самообрушения. Преждевременное раздавливание временных целиков между камерами приводит к осадке подсекаемого рудного массива крупными глыбами и, как следствие, к большим затратам на вторичное дробление, потерям и разубоживанию руды.

Боковая отрезка блоков. Для успешного развития самообрушения блоков или выемочных полей необходимо, чтобы образованный свод естественного равновесия над площадью подсечки либо перемещался по вертикали вверх при первом варианте системы этажного самообрушения (см. рис. 275), либо перемещался по горизонтали вслед за подсечкой, произведенной у основания отрабатываемого выемочного поля (см. рис. 278).

Как в первом, так и во втором случаях недопустимо зависание руды у границ блока и образование консолей, что обуславливает большие потери руды. Полного обрушения руды по высоте блока или выемочного поля в пределах намеченного контура достигают за счет боковой отрезки, степень которой зависит от физико-механических свойств руды.

В практике имеют применение следующие методы боковой отрезки блоков или выемочных полей:

1) ортами и штреками, окаймляющими блок на подэтажах, расстояние между которыми может изменяться в зависимости от крепости и устойчивости руды. Обычно расстояние между подэтажами изменяется от 8 до 12 м (см. рис. 275, б);

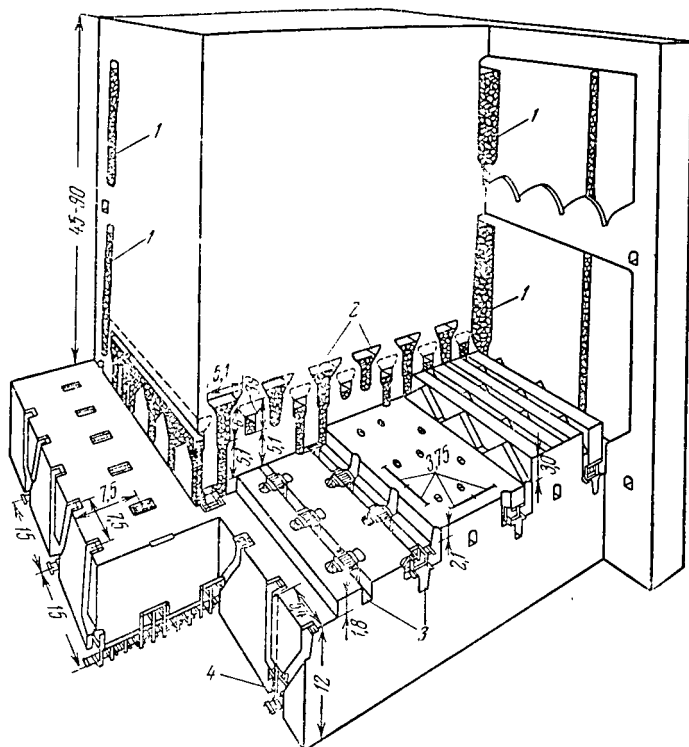


Рис. 280. Боковая отрезка блоков узкими магазинами (рудник «Рей»):

1 — узкие магазины; 2 — подсечные камеры; 3 — выработки выпуска руды; 4 — основной откаточный штрек

2) узкими магазинами, засекаемыми из окаймляющих выработок или с горизонта подсечки. Высоту этих магазинов изменяют в зависимости от физико-механических свойств руды;

3) проходкой отрезных камер (рис. 280), высота которых изменяется в зависимости от физико-механических свойств разрабатываемого рудного массива;

4) глубокими скважинами, пробуриваемыми из специальных выработок, пройденных по углам блока.

Сопоставляя между собой эти методы, следует иметь в виду, что основная задача боковой отрезки заключается в обеспечении постепенного развития процесса самообрушения за счет нарушения связи опор свода естественного равновесия с окружающим рудным массивом. Усиление боковой отрезки необходимо поэтому в той мере, в какой это диктуется условиями нормального развития процесса самообрушения в данных горнотехнических

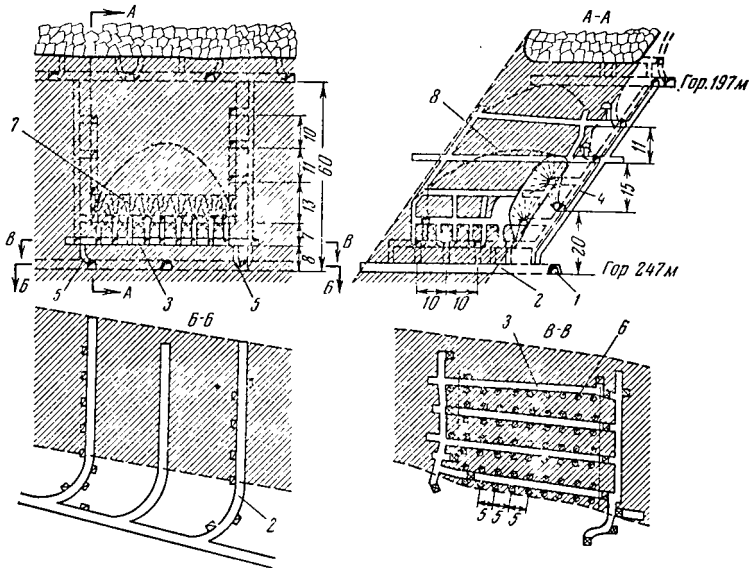


Рис. 281. Блок с наклонными стенками:

- 1 — откаточный штрек; 2 — откаточный орт; 3 — штрек скреперования; 4 — блоковый восстающий; 5 — рудоспуски; 6 — дучки; 7 — штанговые шуры, 8 — свод естественного равновесия

условиях. Чрезмерная боковая отрезка может привести к мгновенному оседанию массива блока, к обрушению руды крупными глыбами и, как следствие, к большим потерям и разубоживанию.

В практических условиях чаще всего применяют первый метод боковой отрезки. Отрезку блоков или выемочных полей магазинами или открытыми камерами применяют в том случае, когда разрабатываемые руды неоднородны по своим физическим свойствам.

Боковая отрезка открытыми камерами должна производиться с соблюдением мер предосторожности, исключающих возможность самообрушения потолочины камеры и прорыва пустых пород в последнюю, что может нарушить нормальный ход обрушения блока и послужить причиной значительных потерь и разубоживания.

Весьма перспективным является метод боковой отрезки бло-

ков глубокими скважинами, число которых выбирают в зависимости от крепости и устойчивости руды. Этот метод наиболее дешевый и наименее трудоемкий.

Управление самообрушением блоков. Физические свойства руды влияют на характер развития процесса обрушения. При рудах средней устойчивости обрушение кровли камеры подсечки начинается не сразу, а некоторое время спустя, когда напряженное состояние кровли достигнет определенного предела. В слабых, неустойчивых рудах образование свода равновесия наблюдать не удастся.

Самообрушению руды в значительной степени способствуют наличие трещин, кливажа, расслоения, мягких прослоек, ослабляющих сопротивление руды разрывающим усилиям. Чем крепче руда, чем больше ее вязкость, т. е. больше ее сопротивление разрыву, тем больше должна быть площадь подсечки и тем значительнее надо ослаблять блок на границах с окружающим массивом.

Форма свода равновесия приближается к параболоиду вращения, основанием которого служит площадь подсечки. Когда свод равновесия при полной подсечке блока достигает обрушенных пород вышележащего этажа, нарастание напряжений в основании свода равновесия и передвижение самого свода прекращаются.

Чем больше высота этажа, тем меньше будет сказываться зависание руды в верхней части блока на результатах извлечения.

В зарубежной практике при системе этажного самообрушения высоту этажа в некоторых случаях принимают до 150 м. Необходимость увеличения высоты этажа в большинстве случаев обосновывается еще и тем, что при развитии свода равновесия, особенно при большой скорости подсечки, последний часто искажается, уклоняясь от формы правильного параболоида вращения. В центральной его части обрушение иногда развивается очень интенсивно.

В ряде случаев, когда увеличить высоту этажа свыше 60—80 м не представляется возможным, более целесообразно обрушать выемочные поля с образованием консоли.

Образование свода равновесия и кусковатость обрушаемой руды зависят от скорости подсечки. Чем больше скорость подсечки и образования свода, тем больше кусковатость руды и расход взрывчатых материалов на вторичное дробление.

Большая скорость подсечки блоков нарушает нормальное образование свода и приводит к осадке блока всем массивом. У блоков, обрушение которых протекает нормально, расход взрывчатых материалов по мере выпуска руды снижается, в то время как в блоках с большей скоростью подсечки он остается примерно постоянным.

Таким образом, скорость подсечки — один из основных факторов управления обрушением блоков, существенно влияющих на технико-экономические показатели. Установлено, что скорость подсечки должна быть не более 700—800 м/месяц.

Выпуск руды из блока в период созревания в количестве, превышающим ее излишек за счет разрыхления, приводит к внезапным обрушениям больших масс руды и к воздушным ударам, достигающим иногда значительной силы.

Особенности ведения очистных работ и управление обрушением блоков при системе этажного самообрушения. При системе этажного самообрушения обрабатываемый блок может граничить своими боковыми сторонами с рудным массивом или боковыми породами, либо иметь одну, две и более боковых поверхностей контакта с пустыми породами, заполняющими ранее отработанное пространство.

Кроме того, обрабатываемые блоки могут иметь вертикальные стенки, что обычно бывает при разработке мощных месторождений, или наклонные стенки (см. рис. 281), что характерно для разработки залежей сравнительно небольшой мощности (30—40 м) с углом падения 60—70°.

В этом случае боковые породы лежачего и висячего боков являются наклонными стенками блоков.

Характер очистной выемки во всех случаях имеет свои особенности. В первом случае, т. е. при отработке блока, окруженного массивом руды, подсечку ведут от центра блока к флангам, обеспечивая этим развитие процесса самообрушения за счет постепенного подъема свода равновесия. Если обрабатываемый блок имеет одну боковую поверхность контакта, подсечку ведут, начиная от стенки блока, которая граничит с рудным массивом, и обеспечивают нормальное развитие свода естественного равновесия. При таком направлении подсечки процесс самообрушения развивается нормально. Если подсечку будут вести в направлении от выработанного пространства к массиву, то неизбежно обрушение рудного массива крупными глыбами, а также разубоживание руды.

При двух боковых поверхностях контакта обрабатываемого блока с выработанным пространством в том случае, когда они расположены под прямым углом друг к другу, подсечку ведут от стенок блока, граничащих с массивом, в направлении к выработанному пространству.

При наличии двух боковых поверхностей контакта, параллельных друг другу, осуществить полную подсечку блока не удастся в связи с тем, что уменьшение опорной площади целиков, поддерживающих рудный массив, приводит к преждевременному обрушению подсеченного массива блока. Самообрушение руды за счет образования свода естественного равновесия возможно в этом случае в весьма ограниченных пределах. Основная масса

руды в блоке обрушается в результате раздавливания опор на горизонте подсечки. Вследствие этих причин имеет место большая кусковатость обрушенной руды и увеличение потерь и разубоживания.

Отработка блоков, имеющих три и четыре боковых поверхности контакта с обрушенными породами, протекает в наименее благоприятных условиях. Высокое горное давление на выработке днища наблюдается обычно уже в начале подсечки блока. В процессе подсечки образование свода естественного равновесия не наблюдается. Блок самообрушается крупными глыбами, что снижает интенсивность выпуска руды, увеличивает потери и разубоживание.

Весьма сложным является управление процессом самообрушения при отработке блоков, имеющих наклонные стенки. В этом случае подсечку ведут не только в пределах горизонтального днища, но и по лежащему боку, обеспечивая образование свода равновесия. Необходимо, чтобы свод естественного равновесия захватывал бы по возможности максимальный объем руды отработываемого блока. Это основное правило развития самообрушения блоков наиболее полно может быть выполнено при обрушении блоков, граничащих с четырех сторон с рудным массивом. Чем больше число боковых поверхностей контакта блока с выработанным пространством, тем активнее и стихийнее развивается процесс самообрушения, тем меньше эффективность очистной выемки, тем больше потери и разубоживание руды.

Технико-экономическая характеристика системы этажного самообрушения и пути ее дальнейшего развития

Система этажного самообрушения обеспечивает наиболее высокую интенсивность разработки месторождения. На ряде зарубежных рудников при этой системе разработки производительность блока достигает до 150 тыс. г в месяц при грохотной схеме (рудник «Майами», США) и до 100 тыс. *т* при скреперной доставке (рудник «Гелен», Канада). Производительность труда горнорабочего по руднику при этом составляет 20—30 *т* (рудники «Майами», «Инспирейшен», «Клаймакс», США).

Потери и разубоживание руды при этажном самообрушении выше, чем при других системах разработки, поэтому эту систему применяют для добычи бедных руд (вкрапленники и т. п.). Необходимо отметить, что себестоимость добываемой руды при этой системе разработки очень низка, поэтому на некоторых рудниках она может конкурировать с открытыми работами.

В табл. 45 приведены технико-экономические показатели системы разработки этажного самообрушения на некоторых отечественных и зарубежных рудниках.

Размеры конструктивных элементов и технико-эконо

	Горногеологические условия					
	коэффициент крепости				мощность рудного тела, м	угол падения, град
	руды	вмещающих пород				
		вися- чего бока	лежа- чего бока			
Им. Коминтерна, шахта «Большевик», 76-72.	3—5	8—10	8—10	50	50—55	
Им. Дзержинского:						
шахта «Саксагань», блок 34-38	3—6	2—8	8	150	50—56	
3 - 6	6—8	8—10		115	65	
шахта «Победа», блок 63-69 . .	3—7	2—10	2—10	100	45—65	
Им. Коминтерна, шахта «Октябрь- ская», блок 104-108	2—8	5—8	3 - 6	33	60	
«Майами»	Средней устойчиво- сти, тре- щиноватая	Неустой- чивые; слан- цы и гра- нитные порофиры		97,5	Поло- гое	
«Клаймакс»	Устойчивая, трещино- ватая	Менее ус- тойчивые, чем рудное тело		120	90	
«Инспирейшен»	Неустойчи- вая, тре- щиноватая	Неустойчи- вые и склон- ные к об- рушению		60	0—30	
«Сенрайз»	То же	Крепкие песчаники, кварциты и известняки. Обрушаются крупными глыбами		150	45—70	

* Расстояние между горизонтами откаточным и скреперования.

** Производительность труда рабочего по руднику, включая поверхность.

Таблица 45

мические показатели системы этажного самообрушения

Размеры основных элементов, м				Основные технико-экономические показатели					
горизонтальные размеры блока, панели	расстояние между горизонтами		высота этажа, м	производительность труда, м/смену		расход материалов на 1 м ³ руды		потери руды, %	разубоживание руды, %
	откатки и вторичного дробления	вторичного дробления и подсеки		бурильщика	забойного рабочего	ВВ, кг	крепежного леса, м		
40x40	7	7	56	94	17	0,32	0,016	9	7
50x115	7	7	47	67	21	0,55	0,012	6	8,4
45x110	8	7	50	52	19	1,12	0,006	14	3
64x100	7,5	8,5	72	50	18	0,79	—	—	—
35x33	8	7	60	65	20	0,79	0,007	17	11
45x90	30	7,5	135	—	7,8**	1,87	0,0085	—	—
90x60	3,0*	12	95— 150	—	12,4**	0,55	Очень мал	—	—
30—40 X X30—41	9,21	5,4	40— 125	—	13,6**	0,088	0,0057	—	—
37,5x45	8,4— 11,1	6,6	114— 135	—	8,4**	0,45	—	—	—

Преимущества: 1) максимально возможная в подземных условиях производительность труда; 2) наиболее низкая себестоимость; 3) высокая интенсивность разработки; 4) улучшение условий труда горнорабочих в связи со снижением пылеобразования; 5) более безопасные условия труда, чем при других системах разработки, так как в процессе очистной выемки горнорабочие находятся только в выработках небольшого сечения горизонта выпуска, и др.

Недостатки: 1) ограниченные условия применения; 2) значительные потери и разубоживание руды; 3) необходимость тщательного контроля за выпуском руды; 4) невозможность применения раздельной выемки; 5) смешивание руды с прослойками пустых пород, включенных в залежь; 6) необходимость в затратах большого количества времени на «созревание блока», т. е. на нормальное развитие процесса самообрушения; 7) трудность разработки месторождения при высоком горном давлении.

Система этажного самообрушения найдет свое применение в некоторых случаях при разработке хрупких, неустойчивых руд, поэтому усовершенствование конструкции системы разработки, обеспечивающее лучшее дробление руды в процессе самообрушения, входит в задачу дальнейших исследований.

С этой целью применяют метод фотоупругости, допуская, что разрабатываемые руды являются упругими телами. Эти исследования могут быть в ряде случаев полезны при выборе оптимальных параметров системы этажного обрушения.

Поэтому можно сделать вывод о том, что в верхней части блока расстояние между подэтажами и между отрезными выработками следует уменьшить, что будет способствовать лучшему обрушению руды и устранил образование консоли.

Более целесообразным является также расположение отрезных выработок не по одной вертикальной линии, а с некоторым смещением их в стороны от вертикали.

Этажное (блоковое) принудительное обрушение

При этажном принудительном обрушении блок обрушают обычно взрыванием зарядов глубоких скважин сразу на всю высоту этажа.

Подготовительные работы заключаются: 1) в проходке выработок днища, такой же конструкции, как и при системе этажного самообрушения; 2) в проходке восстающих, подэтажных штреков, ортов и буровых камер (расположение и длина этих выработок зависят от принятого варианта системы разработки); 3) в образовании компенсационных камер. Форму расположения и объем компенсационных камер изменяют в зависимости от горнотехнических условий и конструкции системы; 4) бурении скважин в рудном массиве, подлежащем обрушению.

Систему этажного принудительного обрушения применяют значительно шире, чем систему этажного самообрушения, так как разрушение рудного массива блока и дробление руды осуществляют массовым взрыванием скважин. При этом крепость и устойчивость руды могут изменяться в широких пределах. Этажное принудительное обрушение применяют при добыче более богатых руд, так как выпуск руды, не связанный с процессом самообрушения руды в блоке, может быть полностью подчинен задаче максимального извлечения.

В остальных условиях применения этажного самообрушения и этажного принудительного обрушения аналогичны.

За разработку и внедрение системы этажного принудительного обрушения глубокими скважинами А. П. Володин, проф., докт. техн. наук Г. М. Малахов, А. Д. Полищук, Ф. И. Волков, Н. М. Брынза и А. А. Миняйло в 1948 г. были удостоены Государственной премии.

Основные варианты системы этажного принудительного обрушения. В настоящее время систему этажного принудительного обрушения применяют в основном с отбойкой руды глубокими скважинами. Вариант системы с отбойкой руды минными зарядами, ввиду недостатков, присущих этому методу отбойки, имеет ограниченное применение. Систему этажного принудительного обрушения применяют в следующих вариантах: с образованием компенсационного пространства в виде горизонтальной подсечной камеры или вертикальной компенсационной щели; с образованием компенсационного пространства под нависающей частью уступа; с отбойкой руды в зажиме.

Отбойку руды глубокими скважинами производят, располагая их ряды в горизонтальной и в вертикальной плоскости.

В обоих случаях расположение скважин в ряду может быть веерообразное (рис. 282 и 283) или параллельное (рис. 284).

Вариант системы этажного принудительного обрушения с образованием компенсационных камер имеет широкое распространение на рудниках Криворожского бассейна при разработке мощных залежей железных руд крепостью 5—8 (падение залежей 45—90°, крепкие устойчивые вмещающие породы).

Этаж высотой 50 м и более подготавливают полевыми штреками, пройденными в лежачем боку на основном и вентиляционном горизонтах, аналогично тому, как это имеет место в случае применения системы разработки этажного самообрушения. На рис. 282 показан вариант системы этажного принудительного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами.

Подготовку блока начинают с проходки штреков 3 и 1 (см. рис. 282), затем проходят вентиляционные и ходовые восстающие 4 вне границ обрушаемого участка.

Параллельно с этим проходят рудосвалочные восстающие 5 и на 8 м выше откаточного горизонта—орты скрепирования б.

Последние сбивают у висячего и лежачего боков рудными штреками 7 небольшого сечения для вентиляции и сообщения.

После проходки ортов скреперования, рудных штреков и их сбоек с восстающими создается широкий фронт нарезных работ по проходке рудоспусков 8 и ортов на горизонте воронок.

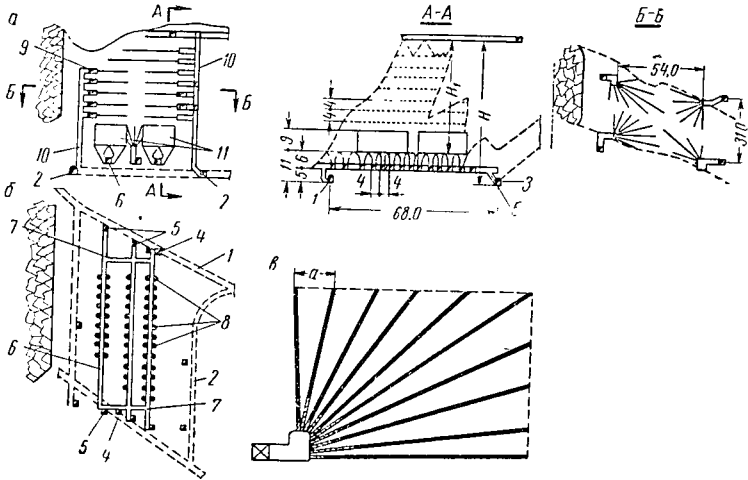


Рис. 282. Система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами:

a — вертикальная проекция; *б* — план горизонта скреперования; *в* — определение длины забойки при веерообразном расположении скважин

После проходки камер 9 для буровых станков в восстающих 10 оборудуют лестничные и вентиляционные отделения, которые используют также для спуска и подъема различного оборудования.

Для облегчения этих операций на вентиляционном горизонте устанавливают небольшую подъемную лебедку (скреперную).

По восстающим 10 прокладывают силовую кабель и водопроводные трубы к буровым станкам.

Скважины бурят двумя-четырьмя станками, монтируемыми в различных камерах.

Расположение скважин в пределах обрушаемого слоя обычно веерообразное. Преимущество такого расположения состоит в уменьшении объема трудоемких подготовительных работ и числа перестановок станков. Достигаемая при этом экономия перекрывает перерасход, обусловленный увеличением суммарной длины скважин. Эффект взрыва при параллельном и веерообразном расположении скважин почти одинаков.

При диаметре скважин 100—110 мм расстояние между их рядами по вертикали принимают в зависимости от крепости руды 4—4,5 м, а при диаметре 80—90 мм — 2,5—3,5 м.

Параллельно с бурением скважин ведут выемку руды из подсечной камеры 11, назначение которой создать площадь обнажения для действия зарядов и компенсировать разрыхление обрушаемого массива. Объем подсечной камеры должен составить 20—30% объема обрушаемой части блока.

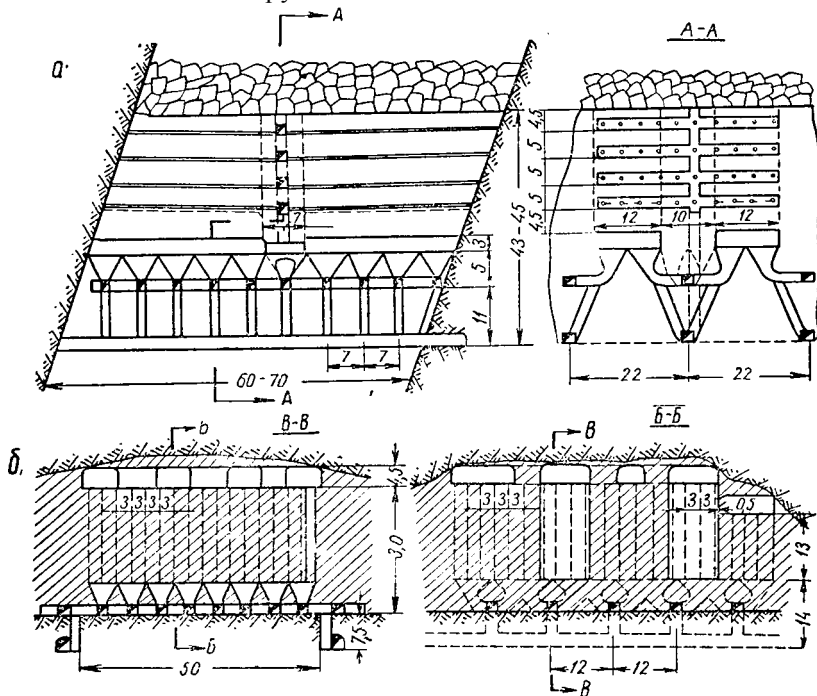


Рис. 284. Параллельное расположение глубоких скважин при системе этажного принудительного обрушения:

a — в горизонтальной плоскости; *б* — в вертикальной

При недостаточной устойчивости руды в подсечной камере оставляют временные целики шириной 5—8 м, обрушаемые в момент массового взрыва. Располагать эти целики целесообразнее под прямым углом к выработкам горизонта скреперования. Это гарантирует их лучшую устойчивость при массовом взрыве.

Необходимую высоту подсечки при обрушении блока одновременно на всю его высоту можно определить расчетным путем (см. рис. 282). Если высоту этажа обозначить через $Я$, высоту обрушаемого массива через H , высоту днища через h , высоту подсечки через h_1 , то

$$H_1 = H - h - h_1;$$

$$h_1 = H_1 (k_p - 1),$$

где k_p — коэффициент разрыхления.

Подставляя значение H , найдем

$$h_1 = \frac{(H - h) (k_p - 1)}{k_p}, \text{ м.}$$

Обрушение массива блока на незаполненные воронки категорически воспрещается. Так как обрушению массива руды предшествует разрушение временных целиков, оставляемых между камерами подсечки (при недостаточно устойчивой руде), заполнение воронок происходит за счет отбитой руды временных целиков.

Пример. Определить необходимую высоту подсечки при $H = 50$ м, $h = 12$ м, $k_p = 1,3$ (обычно 1,3—1,4 для руд крепостью 6—8).

$$h_1 = \frac{(H - h) (k_p - 1)}{k_p} = \frac{(50 - 12) (1,3 - 1)}{1,3} = 8,8 \text{ м.}$$

Рудоспуски 8 (см. рис. 282) расширяют в воронки в процессе выемки руды из подсечной камеры. После окончания этих работ, тщательного закрепления выработок горизонта скреперования и бурения всех скважин приступают к их заряджанию. При этом используют специальные патроны соответствующего диаметра длиной 0,5 м или связанные в пачки патроны ВВ обычных размеров.

Патроны подают в скважину деревянными забойниками длиной до 3 м. К первому забойнику привязывают бечевку или трос диаметром 6—8 мм, с помощью которых забойники извлекают после уплотнения зарядов. Забойку скважин производят смесью глины с песком. При веерообразном расположении скважин некоторые из них заполняют забойкой на значительную глубину во избежание излишнего дробления руды в зоне сближения скважин у буровой камеры. Длину забойки определяют графическим способом, исходя из л. н. с.

Взрывание зарядов в скважинах в пределах одного слоя производится одновременно детонирующим шнуром.

Заряды слоев взрывают поочередно с замедлением в 1 или 2 сек, применяя электродетонаторы замедленного действия. В последнее время с успехом используют миллисекундное взрывание.

В том случае, когда обрушаемый блок граничит с ранее отработанным участком, целик, оставленный на период образования подсечной камеры, обрушают взрыванием пробуренных в нем скважин одновременно с верхней частью блока.

Включение рубильника, замыкающего взрывную сеть, осуществляют на поверхности после удаления из шахты всех людей

и принятия мер по предупреждению воздушного удара (заполнение воронок рудой).

Взрыв приурочивают обычно к выходному дню. Шахту проветривают в течение 1—2 смен. Команда горноспасательной станции, периодически спускаясь в шахту в респираторах, отбирает пробы шахтной атмосферы для определения концентрации вредных газов. Разрешение на возобновление работ и спуск в шахту горнорабочих дают только при удачном взрыве и снижении содержания вредных газов до пределов нормы.

Для улучшения качества дробления руды и снижения сейсмического действия взрыва зарядов глубоких скважин на выработки приемного горизонта на практике успешно применяется короткозамедленное взрывание. Применение этого способа взрывания глубоких скважин повысило производительность труда скреперистов в среднем на 30%.

Выпуск обрушенной руды начинают по окончании проветривания и приведения в порядок выработок после взрыва.

Обрушенную руду, выпускаемую из рудоспусков 8 (см. рис. 282) на горизонт скреперования, доставляют скрепером¹ к рудосвалочному восстающему 5, погружают в вагонетки на штреке 3 и откатывают электровозом к стволу шахты.

Блоки, обрабатываемые во вторую и третью очередь, имеют, кроме верхней поверхности контакта с покрывающими пустыми породами, еще и боковые, со стороны ранее погашенных участков.

Для уменьшения потерь в приконтактной зоне, граничащей с пустыми породами, очистную выемку ведут так, чтобы число боковых поверхностей контакта не превышало двух.

Недостатком этого варианта системы разработки с отбойкой руды глубокими скважинами является необходимость подъема по восстающим буровых станков в буровые камеры, расположенные на различных подэтажах. Преимущество заключается в хорошем качестве отбойки и дроблении руды, особенно при короткозамедленном взрывании. Обрушенная руда благодаря компенсационной камере хорошо разрыхляется, что благоприятствует выпуску руды.

Вариант системы разработки с образованием вертикальных компенсационных камер представлен на рис. 283. Этот вариант системы разработки имеет широкое применение (на рудниках Лениногорского комбината, Высокогорского рудоуправления и др.). Подготовительные и очистные работы в этом случае производят так же, как и при варианте системы с образованием горизонтальной подсечной камеры.

¹ Руда может также доставляться под действием собственного веса через рудоспуски на основной откаточный горизонт.

После проходки выработок днища и выемки руды из компенсационных камер, обрушают разбуренный массив временных целиков и потолочин. Затем под целиками образуют воронки и только после этого начинают выпуск руды на всей площади блока.

Преимущества и недостатки обоих рассматриваемых вариантов системы аналогичны. Образование вертикальных компенсационных камер целесообразнее при рудах трещиноватых и менее устойчивых, когда горизонтальная подсечка блоков на большой площади может вызвать вывалы руды из подсекаемого массива. Из этих же соображений вариант системы с вертикальными компенсационными камерами более предпочтителен при проявлении горного давления.

Основное преимущество обоих вариантов системы разработки этажного принудительного обрушения заключается в обеспечении условия нормального разрыхления руды при отбойке за счет компенсационных камер. Это гарантирует хорошие условия выпуска и, как следствие, лучшие результаты извлечения.

Ниже приведены данные, характеризующие параметры вариантов системы этажного принудительного обрушения с образованием компенсационных камер:

Высота этажа, м.	50—80
Ширина блока, м.	30—50
Длина блока, м.	30—50
	900—2500 в зависимости
Площадь подсечки, м ²	от устойчивости руды
Высота, м:	
подсечки.	10—15
днища	10—20
Ширина, м:	
временных целиков между горизонтальными и компенсационными камерами	5—8
компенсационных вертикальных камер	5—12
Расстояние, м:	
между выработками скреперования.	8—10
между дучками.	4—6
между рядами скважин л. н. с.	2,5—5
Диаметр скважин, мм.	40—100
Расположение скважин.	Верообразное, параллельное

В табл. 46 приведены размеры конструктивных элементов и технико-экономические показатели системы этажного принудительного обрушения.

Вариант системы этажного принудительного обрушения с образованием компенсационного пространства под нависающей частью уступа (рудники комбината «Апатит»). Разрабатывае-

Размеры конструктивных элементов и технико-экономические показатели системы этажного принудительного обрушения

Рудник	Горногеологические условия				Размеры основных элементов, м			
	коэффициент крепости f			мощность рудного тела, м	угол падения, град	горизонтальные размеры блока, панели	расстояние между горизонтами	
	руды	вмещающих пород					откатки и вторичного дробления	вторичного дробления и подсека
		висячего бока	лежащего бока					
Им. Дзержинского: шахта «Гигант», блок 114—117	4—6	6—8	4—5	40	50—55	43×40	2	11
шахта «Гигант», блок 108—114	3—8	4—8	4—5	75	40—50	55×75	2	10
шахта «Гигант», блок 132—135	4—6	6—8	6—8	50—60	50—55	40×47	7	15
шахта «Победа», блок 51—54	3—6	2—3	4—5	70—90	40—70	37×47	10	8
Ленингорский	10—18	4—6	16—18	12—40	Поло- гий	50×90	7,5	7
Высокогорский	10—11	12—14	12—14	40—60	55—65	—	9	—

Продолжение табл. 46

Рудник	Размеры основных элементов, м		Основные технико-экономические показатели					
	высота этажа	высота полсечки блока	производительность труда, м ³ /смену		расход материалов на 1 м ³ руды		потери руды, %	разубоживание руды, %
			бурильщика	забойного рабочего	ВВ, кг	крепежного леса, м ³		
Им. Дзержинского: шахта «Гигант», блок 114—117	53	10	41	19	0,61	0,006	24,7	17,1
шахта «Гигант», блок 108—114	50	10	89	26	0,38	0,004	6	16
шахта «Гигант», блок 132—135	60	9	—	—	0,77	0,008	—	—
шахта «Победа», блок 51—54	48,0	7	48	23	0,86	0,009	12,0	10,2
Ленингорский	40—60	—	—	7—10	1,9— 2,4	—	8—18	10—24
Высокогорский	60	—	22—43	—	1—1,2	—	8—10	10—17

мая залежь нефелиновых руд имеет мощность 100—350 м и угол падения 28—35°. Крепость руды непостоянна и колеблется от 5—7 до 6—8. Крепость пород лежачего бока 8—10, висячего бока 10—14.

Как следует из рис. 285 обрушение руды производят панелями шириной 60—65 м. Одновременно обрушают ленту шириной 14—16 м, граничащую с ранее обрушенной панелью или

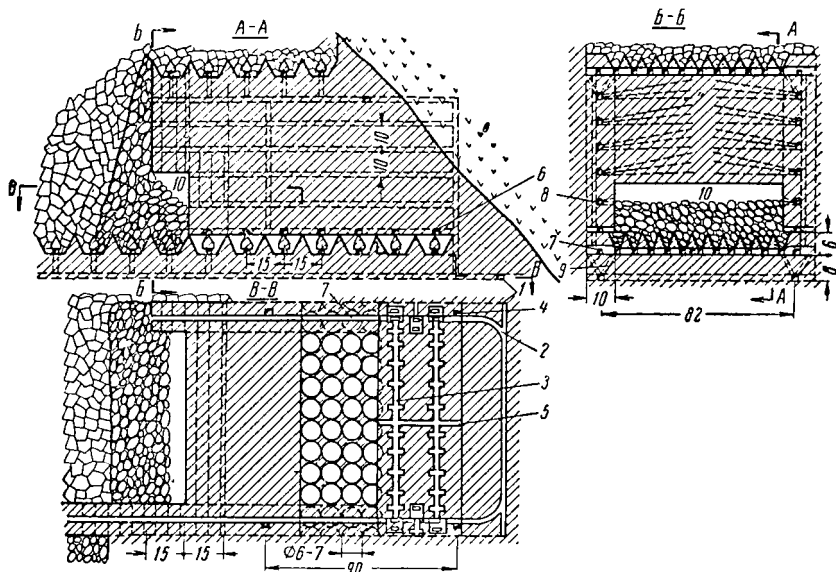


Рис. 285. Система принудительного этажного обрушения с отбойкой руды горизонтальными веерами глубоких скважин (рудник «Апатит»):

1 — откаточный штрек; 2 — откаточный орт; 3 — штрек скреперования; 4 — восстающий; 5 — вентиляционный орт горизонта скреперования; 6 — подсечный штрек; 7 — межблоковый подсечный орт; 8 — буровой орт; 9 — рудоспуск; 10 — компенсационная камера

пустыми породами. Таким образом, площадь обнажения забоя ленты составляет 700—800 м². В ленте руда отбивается слоями высотой 12 м. Расстояние между веерами скважин (л.н. с.) 2,6—3 м. Расстояние между концами в веере 3,5—4 м. Обрушение каждого слоя производят взрыванием веерообразно пробуренных скважин диаметром 100—105 мм.

Руду отбивают снизу вверх. При этом после взрывания скважин в подэтажах 20—30% отбитой руды выпускают для создания компенсационного пространства.

Отбойку руды в пределах панели начинают или на фланге, или в центре панели. Преимуществом второго способа является большая интенсивность отработки.

Ниже приведены технико-экономические показатели за 1961 г.

Производительность труда, <i>т/смену</i> :	
скрепериста (грохотчика)	212
рабочего по руднику	16—18
одного рабочего, занятого на очистной добыче, включая вторичное дробление, доставку и погрузку	96
рабочего по участку	34,2
Себестоимость 1 <i>т</i> руды, руб.	1,45

Вариант системы этажного принудительного обрушения с отбойкой руды в «зажиме» применяют в СССР (рис. 286) и на рудниках Канады. Обычно этот вариант применяют для разработки крепких руд.

В блоке № 10 Зырянского комбината залежь была представлена микрокварцитами крепостью 8—12. Рудное тело содержало прослойки серицитовых и хлоритовых сланцев. Мощность залежи 20—30 м. Длина блока 175 м, высота этажа 55 м.

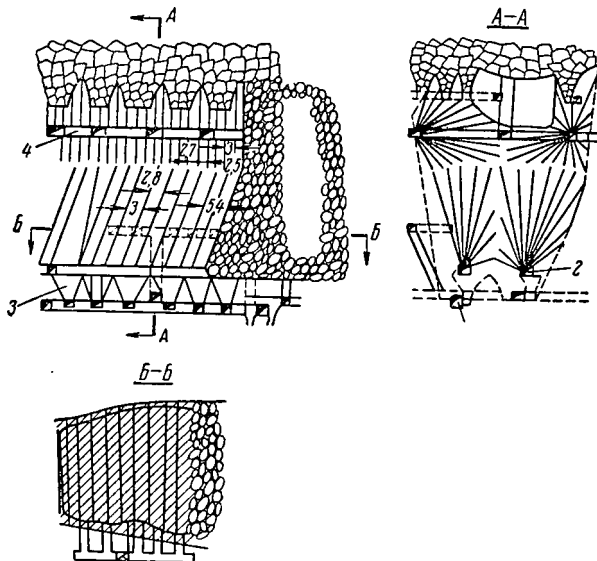


Рис. 286. Система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды в «зажиме»

Подготовительные работы заключались в проведении штреков 1 на основном горизонте, подэтажных штреков на горизонте воронок и воронок 3. При ведении очистных работ в качестве буровых штреков использовали подэтажные штреки 2 и штреки 4 вышележащего горизонта.

Очистные работы вели от центра блока к флангам, отбивая

руды скважинами, пробуренными в вертикальной плоскости из штреков 4 и наклонными скважинами (75—80° к горизонту) — из штреков 2.

Руду отбивали секциями по 10 м при л. н. с. 2,7—3 м. Расход взрывчатых материалов колебался от 0,45 до 0,7 кг/т.

Отбойку производили при отсутствии компенсационного пространства в зажиме в сторону ранее обрушенной руды, заполняющей блок. Специальные наблюдения показали, что при данном методе отбойки происходило перемещение отбитой руды, величина которого по мере удаления от массива уменьшалась. Таким образом, эти наблюдения свидетельствуют об уплотнении отбитой руды, что затрудняет ее выпуск и отрицательно сказывается на результатах извлечения.

Отсутствие необходимости образования специальных компенсационных камер и ведение очистных работ как бы в одну стадию является большим преимуществом этого варианта системы. В то же время ухудшение условий выпуска руды требует большой осторожности при ее применении. Очевидно, что трещиноватые крепкие, не слеживающиеся после отбойки руды наиболее подходят для этого варианта системы.

**Выпуск руды
при системе
этажного
обрушения**

Условия выпуска руды из блоков.
В зависимости от порядка очистной выемки блок, имеющий обычно форму параллелепипеда, может находиться в контакте с рыхлыми пустыми породами одной или несколькими сторонами. Анализ современных систем разработки с обрушением руды и покрывающих пород позволяет классифицировать по этому признаку условия выпуска руды следующим образом:

ми породами одной или несколькими сторонами. Анализ современных систем разработки с обрушением руды и покрывающих пород позволяет классифицировать по этому признаку условия выпуска руды следующим образом:

1) выпуск обрушенной руды при одной горизонтальной поверхности контакта с пустыми породами (этажное обрушение блоков, окруженных со всех сторон массивом руды или пустых пород);

2) выпуск руды при одной наклонной поверхности контакта с пустыми породами (блоковое обрушение) (рис. 287);

3) выпуск руды при двух поверхностях контакта с пустыми породами (горизонтальной и вертикальной). При системе подэтажного обрушения такие условия выпуска наблюдаются при отработке первой зоны, граничащей с ранее отработанным блоком;

4) выпуск руды при трех поверхностях контакта с пустыми породами (горизонтальной и двух вертикальных). При этажном обрушении такие условия выпуска обычны при отработке блоков, граничащих с двух боковых сторон с рыхлыми пустыми породами. В аналогичных условиях протекает выпуск руды и при системе подэтажного обрушения;

5) выпуск руды при четырех поверхностях контакта с пустыми породами. Такие условия выпуска характерны для отработки (системой этажного обрушения) блоков, граничащих с трех сторон с пустыми породами, а также для отработки целиков системой подэтажного обрушения;

6) выпуск руды при пяти поверхностях контакта ее с пустыми породами. В таких условиях протекает выпуск руды из блоков, обрабатываемых системой этажного обрушения, а также в некоторых случаях и системой подэтажного обрушения.

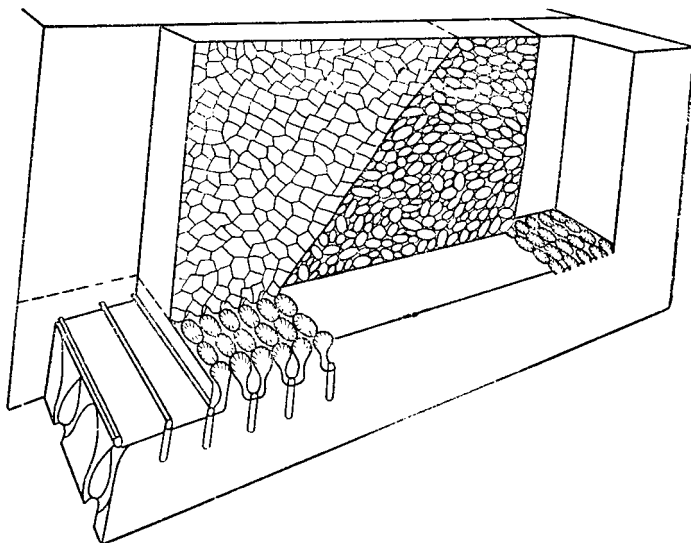


Рис. 287. Выпуск руды при одной наклонной поверхности контакта

Условия выпуска руды в перечисленных случаях различны, причем с увеличением числа поверхностей контакта обрушенной руды с рыхлыми пустыми породами извлечение руды снижается, а разубоживание увеличивается.

Блоки, расположенные в центральной части весьма мощных рудных залежей, имеют вертикальные стенки, что улучшает условия выпуска руды. Если блоки ограничены наклонными стенками — поверхностями контакта пород висячего и лежачего боков, — условия извлечения руды менее благоприятны вследствие возможных потерь руды на лежачем боку.

Таким образом, условия выпуска руды из обрушенных блоков весьма разнообразны и изменяются в зависимости от элементов залегания месторождения, физических свойств руды и вмещающих пород, порядка очистной выемки и т. д.

Вне зависимости от вышеуказанных условий руду из обрушенных блоков на практике выпускают: последовательно-равномерно из всех рудоспусков при постоянных дозах-порциях выпускаемой руды; последовательно-неравномерно при различных дозах руды, выпускаемой из каждого рудоспуска; последовательно-поочередно до появления пустых пород в каждом рудоспуске; беспорядочно из любого рудоспуска при различной величине доз выпускаемой руды.

Выпуск руды из блоков с отвесными стенками при одной горизонтальной поверхности контакта. Выпуск руды при отвесных стенках блока целесообразно вести с поддержанием горизонтальной поверхности контакта (см. главу VIII).

В соответствии с этим рассмотрим разработку планограмм выпуска руды для этих условий.

В планограмме выпуска руды из обрушенных блоков указывается очередность включения в работу отдельных рудоспусков и количество выпускаемой из них руды.

Разработке планограммы выпуска предшествует составление паспорта блока, в который заносят данные, характеризующие условия разработки, запасы руды выше кровли горизонта подсечки и среднее содержание металла. Для определения последнего, пользуясь известными методами, подсчитывают среднелинейное содержание металла в выработках или скважинах, расположенных вкрест простирания на различных горизонтах в зоне намеченного к разработке блока. Затем подсчитывают средневзвешенную величину содержания металла по блоку.

При составлении планограммы выпуска руды для каждого из рудоспусков определяют площадь основания параллелепипеда выпуска, приходящегося на каждый рудоспуск в отдельности, т. е. площадь прямоугольника в плоскости днища, образованную пересечением параллельных линий, удаленных от оси рудоспусков на расстояние $S/2$ (где S — расстояние между осями последних). При одинаковых расстояниях между осями рудоспусков площадь представляет собой квадрат со стороной S . Объем руды, которая должна быть выпущена из каждого рудоспуска за период отработки блока, равен объему параллелепипеда, построенного на площади S^2 . Высота параллелепипеда определяется пересечением его граней с поверхностью контакта или плоскостью висячего бока.

При отвесных стенках блока поверхность контакта должна опускаться, сохраняя положение, параллельное плоскости днища, что обеспечивает максимальное извлечение. Порядок выпуска принимают равномерно-последовательным. Задаваясь постоянной дозой выпуска, устанавливают число его очередей для каждого рудоспуска путем деления запаса, подлежащего извлечению, на принятую величину дозы.

В планеграмме выпуска указывают количество руды, выпускаемой из каждого рудоспуска, и число очередей выпуска (табл.47).

Т а б л и ц а 47

Форма планеграммы выпуска

Номер штрека горизонта выпуска	Запасы руды, приходящейся на каждый штрек (орт)	Номер рудоспуска	Запасы, подлежащие выпуску из каждого рудоспуска	Величина и порядок выпуска руды по числам каждого месяца

Величину дозы, т. е. количество руды, извлекаемой за один прием, принимают равной 130—200 т.

На основании отчетности о количестве руды, выпущенной из каждого рудоспуска, ведут график исполнения заданной планеграммы выпуска, представляющий собой серию разрезов вкрест простирания по оси рудоспусков.

Опускание поверхности контакта в пределах зоны каждого рудоспуска регулярно отмечается на планеграмме. Величина опускания

$$h_0 = \frac{q}{\gamma_p S^2}, \quad (52)$$

где q — количество выпущенной руды, т;

γ_p — объемный вес руды в разрыхленном состоянии, т/ж³;

S^2 — площадь параллелепипеда на каждый рудоспуск в отдельности, м².

Систематически пополняемый график (рис. 288) дает представление о положении поверхности контакта в отдельные периоды выпуска и позволяет вносить в расчеты необходимые коррективы.

Поверхность контакта в процессе выпуска поддерживается горизонтальной (в той мере, в какой это практически возможно). Для контроля за качеством выпускаемой руды пробы рекомендуются отбирать два-три раза в течение смены. У бункера шахты пробы берут из вагонеток. Анализ этих проб характеризует среднее содержание полезных компонентов в руде, выданной в течение смены из блока. Результаты анализов проб, взятых в отдельных рудоспусках, сопоставляют со средним за смену содержанием полезных компонентов в руде, добытой из блока, осуществляя контроль за ходом выпуска.

Необходимо также предварительно подсчитать возможное извлечение чистой руды по формуле, а также истинное извлечение и разубоживание руды по блоку. Это позволяет заранее выявить начало разубоживания и ожидаемые результаты извлечения.

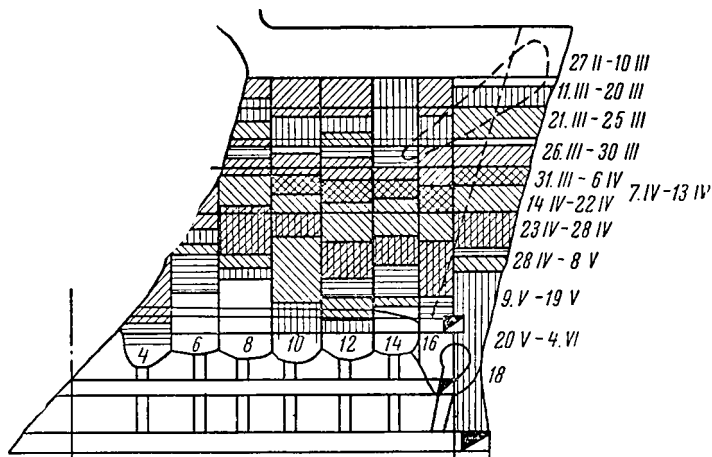


Рис. 288. График выпуска руды из блока № 11 шахты «Коммунар»:

4, 6, 8 и т. д. — номера дучек

Пример. Расчет показателей извлечения для одного из блоков полиметаллического рудника (рис. 289).

Блок расположен в центральной части рудного тела, угол падения которого 80° . Коэффициент крепости руды 15—18. Объемный вес руды в разрыхленном состоянии 2 т/м^3 . Среднее содержание металла в рудном массиве блока 2%.

Висячий бок представлен хлоритовыми и серицито-хлоритовыми сланцами с коэффициентом крепости 6—10; лежащий бок слагают крепкие и устойчивые роговики. Объемный вес вмещающих пород в разрыхленном состоянии равен $1,9 \text{ т/м}^3$.

Площадь блока была выбрана из условия обрушения налегающих пород и составляла $100 \cdot 50 = 5000 \text{ м}^2$.

Блок был разделен на ряд камер и целиков шириной 10 м. Камеры располагали вкрест простирания рудного тела. Через $11,5 \text{ м}$ сечением 4 м^2 проводились орты скреперования, а из них — парные рудоспуски диаметром 1,8 м. Орты скреперования были соединены штреками у висячего и лежащего боков.

После отработки камер были обрушены междукамерные целики и потолочины, средняя высота слоя обрушенной руды при этом составила 45 м. Затем производили выпуск обрушенной руды.

Расчет. Определяем среднее расстояние между осями смежных рудоспусков

$$S = \sqrt{\frac{F}{n}} = \sqrt{\frac{5000}{130}} = 6,2 \text{ м},$$

где F — площадь блока, м^2 ;
 n — число рудоспусков.

Критическая высота по формуле (39)*

$$h_c = 3,3(6,2 - 1,8) = 14,52 \text{ м.}$$

Извлечение чистой руды определяем из выражения (42)

$$И = 1 - \frac{14,52 \left(0,476 - 1,57 \frac{0,9^2}{6,2^2} \right)}{45} = 1 - 0,143 = 0,857.$$

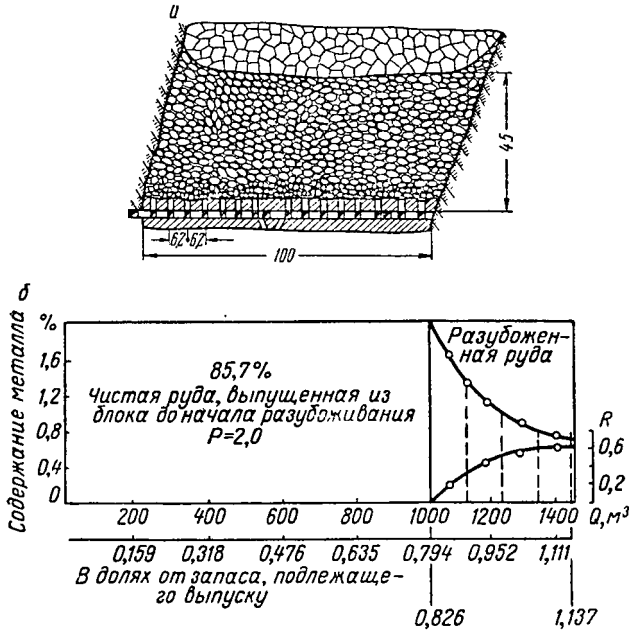


Рис. 289. Схема блока III рудника № 2 (а) и диаграмма выпуска из него руды (б)

Расчетное значение условной высоты слоя

$$h_1 = 0,75 \cdot 14,52 = 10,9 \text{ м.}$$

Объем эллипсоида чистой руды при высоте слоя h_1 из выражения (35) составит

$$Q = \left(\frac{10,9}{2,73} + 0,85 \cdot 1,8 \right)^3 = 169,1 \text{ м}^3.$$

Каждая последующая доза выпуска принимается 100 м³. Пользуясь формулой (36), находим высоты эллипсоидов при соответствующих объемах:

$$Q_2 = 100 + 169,1 = 269,1 \text{ м}^3;$$

$$h_2 = 2,73 \left(\sqrt[3]{269,1} - 0,85 \cdot 1,8 \right) = 13,32 \text{ м};$$

$$Q_3 = 369,1 \text{ м}^3; \quad h_3 = 15,39 \text{ м};$$

$$Q_4 = 469,1 \text{ м}^3; \quad h_4 = 17,06 \text{ м};$$

$$Q_5 = 569,1 \text{ м}^3; \quad h_5 = 18,35 \text{ м}.$$

* Формулы см. в главе IX.

Из выражения (37) находим объемное разубоживание в дозах выпуска

$$R_{O_2} = 1 - \frac{356,43}{118,81 + 145,7 + 177,42} = 1 - 0,785 = 0,215;$$

$$R_{O_3} = 0,424; R_{O_4} = 0,548; R_{O_5} = 0,619.$$

Объемный вес рудной массы в дозах определяется по формуле

$$\gamma_{p. м} = \gamma_{п} R_{O} + \gamma_{р} (1 - R_{O}), m/m^3.$$

В рассматриваемом примере при $P = 2\%$: $\gamma_{р} = 2 m/m^3$; $R = 0$; $\gamma_{п} = 1,91 m/m^3$; $\gamma_{p. м} = 1,91 \cdot 0,215 + 0,785 \cdot 2 = 1,983 m/m^3$; $\gamma_{p. м} = 1,966 m/m^3$; $\gamma_{p. м} = 1,956 m/m^3$; $\gamma_{p. м} = 1,949 m/m^3$.

Весовое разубоживание для каждой дозы выпуска: $R_{B_2} = R_{O_2} \frac{\gamma_{п}}{\gamma_{p. м_2}}$; $R_{O_2} = 0,215 \frac{1,92}{2} = 0,206$; $R_{B_3} = 0,407$; $R_{B_4} = 0,526$; $R_{B_5} = 0,596$.

Содержание железа в каждой дозе

$$q = p - R(p - r).$$

В данном случае при $p = 2\%$; $r = 0\%$; $q_1 = 2,0 - 2,0 \cdot 0,206 = 1,588\%$; $\text{§} 3 = 1,186\%$; $q_2 = 0,918\%$; $q_3 = 0,812\%$.

Произведя расчеты, строим диаграмму выпуска. Для нашего случая объем руды, подлежащей выпуску из одного рудоспуска, составляет $45 \cdot 6,2^2 = 1730 m^3$.

Объем чистой руды равен

$$1730 \cdot 0,857 = 1482 m^3.$$

Полученный объем чистой руды (1482 м³) откладываем в выбранном масштабе по оси абсцисс, а по оси ординат откладываем среднее содержание металла в массиве. Пересечение перпендикуляров даст точку, с которой начинается снижение содержания полезного компонента.

На продолжении оси абсцисс откладываем объемы доз, которые рекомендуется принимать не более 100 м³, а по оси ординат из середины каждой дозы — среднее содержание металла и разубоживания руды в дозах выпуска. Видимое извлечение 1,137. Последняя доза выпуска при этом

$$1967 - (1482 + 100 + 100 + 100 + 100) = 85 m^3.$$

Для этой дозы выпуска можно получить расчетным путем $h_1 = 19,52 m$; $R_{м} = 0,638$; $R_{в} = 0,612$; $q_6 = 0,776\%$; $\gamma_{p. м} = 1,944$.

Определение средневзвешенного содержания металла и разубоживания в выпущенной руде при заданном видимом извлечении производится по форме, приведенной в табл. 48.

Выпуск руды при двух боковых поверхностях контакта руды с пустыми породами. При незначительной величине горного давления выпуск руды из смежных блоков ведут одновременно.

При большом горном давлении такой порядок отработки блоков и выпуска руды неприменим, так как днища блоков разрушаются.

Отработку шахтного поля в таких случаях следует вести, применяя последовательную отработку блоков и поочередный полный выпуск руды из них, начиная от центра шахтного поля (зона максимального давления) к флангам. Ширину блоков по

простиранию уменьшают до 20—25 м (такой порядок очистной выемки принят на шахте «Гигант» рудника им. Дзержинского).

Таблица 48

Расчет средневзвешенного содержания металла и разубоживания запасов одного рудоспуска

Наименование руд	Объем, м ³	Гр. м, т/м ³	Вес, т	Содержание металла, %	Всего, %		Разубоживание, %		Вес приме- шанных пустых пород, т	Объем при- мепанных пустых по- род, м
					м ³	т	по весу	по объему		
Чистая руда	1482	2,0	2964,0	2,000	2964,0	5928				
Разубоженная руда:										
I доза	100	1,983	198,3	1,588	158,8	315	20,6	21,5	40,8	20,6
II доза	100	1,966	196,6	1,186	118,6	233	40,7	42,4	80,0	40,7
III доза	100	1,956	195,6	0,948	94,8	185	52,6	54,8	103,0	52,6
IV доза	100	1,949	194,9	0,812	81,2	158	59,4	61,9	112,7	59,4
V доза	85	1,944	165,2	0,776	77,8	128	61,2	63,8	101,1	61,2
Итого	1967		3915,0	1,774		6947	11,1	11,4	437,6	234,5

Уменьшение числа одновременно действующих забоев в этаже компенсируют повышением интенсивности выпуска руды или же ведут разработку нескольких (двух — четырех) этажей одновременно.

Определение показателей выпуска руды из блоков при двух поверхностях контакта обрушенной руды с пустыми породами. При разработке мощных рудных месторождений блоки, обрабатываемые во вторую очередь, находятся в контакте с пустыми породами со стороны ранее отработанных блоков.

При равномерном выпуске руды из всех рудоспусков может иметь место преждевременное боковое разубоживание руды в рудоспусках, граничащих с боковой поверхностью контакта. Для избежания этого необходимо выпуск производить равномерно из всех рудоспусков днища, кроме ряда рудоспусков, прилегающих к боковой поверхности контакта, чем создают защитную толщину руды, предохраняющую от бокового разубоживания. Выпуск руды из рудоспусков, прилегающих к боковой поверхности контакта, начинают после достижения при выпуске из всех рудоспусков критической высоты. На основе этих положений строится планогрaмма выпуска руды из блока.

Извлечение руды из блока, имеющего две поверхности контакта, определяют следующим образом.

Блок разбивают на две зоны (рис. 290), извлечение чистой руды из которых подсчитывают отдельно. В зоне I от стенки блока до пограничной зоны извлечение определяют, пользуясь методикой, изложенной выше. В пограничной зоне II извлечение

чистой руды на основании опытов можно принимать равным 30-40%.

Извлечение чистой руды в целом по блоку

$$U = \Delta_1 U_1 + \Delta_2 U_2, \quad (52a)$$

где U_1 и U_2 — соответственно извлечение чистой руды из I и II зон;

Δ_1 и Δ_2 — удельный вес этих зон в запасах блока.

Разубоживание при выпуске руды из зоны I находят аналогично тому, как это имело место в предыдущем случае, а в зоне II в связи с наличием бокового разубоживания величина суммарного разубоживания принимается в 1,3 раза больше, чем в зоне I.

Расчет ведется для одного рудоспуска соответственно зон I и II. После этого определяют средневзвешенное содержание металла в руде, выпущенной из каждой зоны и в целом из блока.

Пример. Определить извлечение и разубоживание руды при выпуске ее из блока, имеющего две поверхности контакта обрушенной руды с пустыми породами (см. рис. 290).

Для сокращения вычислительных работ примем в условии нашего примера, что извлечение руды из зоны I блока соответствует 0,674.

Число рядов воронок при сечении блока плоскостью, перпендикулярной боковой поверхности контакта, равно пяти (см. рис. 290).

Исходя из вышеприведенного примера, удельный вес запасов зон I и II зон блока соответственно равен 0,8 и 0,2. Принимая извлечение чистой руды из зоны II равным 40%, найдем, что извлечение чистой руды по блоку

$$U = \Delta_1 U_1 + \Delta_2 U_2 = 0,8 \cdot 0,674 + 0,2 \cdot 0,4 = 0,6192.$$

На ряде рудников выпуск ведут при поддержании наклонного положения поверхности контакта. Однако в условиях практики образовать наклонную поверхность контакта после обрушения блока под заданным углом и поддерживать этот угол постоянным в процессе выпуска чрезвычайно затруднительно.

Извлечение руды при этом меньше, а засорение пустыми породами больше, чем при равномерном выпуске с поддержанием поверхности контакта в положении, параллельном плоскости днища.

В том случае, когда число боковых поверхностей контакта достигает двух-трех, определение извлечения чистой руды при

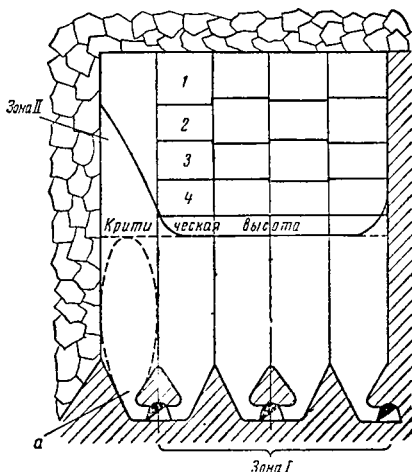


Рис. 290. Выпуск руды из обрушенного блока при двух поверхностях контакта с пустыми породами:

1—4 очередность выпуска; а — выпуск руды из этого рудоспуска начинается после достижения критической высоты

выпуске ее из блока производят, вводя аналогичные коррективы для всех приконтактовых зон.

Выпуск руды из блоков с наклонными стенками, т. е. при углах падения залежи от 0 до 90°. При углах падения залежи до 50° наиболее рационально выпуск руды производить равномерно из рудоспусков, пройденных из выработок в породах лежачего бока или в руде у контакта с последним.

Таким способом выпуск руды при угле падения залежи 10—15° ведут на некоторых рудниках в СССР и при угле падения залежи до 55° — за рубежом.

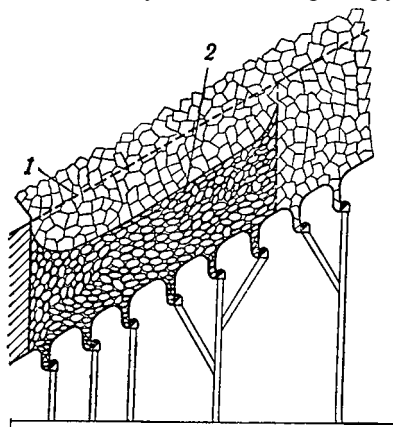


Рис. 291. Выпуск руды при обрушающемся висячем боку:

1 — висячий бок, обрушающийся вслед за рудой; 2 — контакт руды и пустых пород, перемещающийся параллельно плоскости лежачего бока

При равномерном выпуске поверхность контакта обрушенной руды с налегающими породами опускается, сохраняя положение, параллельное плоскости дна.

Обрушение висячего бока вслед за рудой в процессе выпуска является необходимым для обеспечения безопасности горных работ. В случае необходимости породы висячего бока обрушают искусственно. На рис. 291 показан метод обрушения пород висячего бока на рудниках Норильского комбината.

Подготовительные выработки и выпускные воронки могут проходить в породах лежачего бока или в руде у контакта с последним. Выбор того или иного варианта подготовки блока зависит от ценности руды, стоимости проходки выработок и допустимой величины потерь.

Планограмму выпуска обрушенной руды составляют, руководствуясь указаниями, приведенными ранее.

Определение возможного извлечения чистой руды расчетным путем производят, руководствуясь изложенной методикой.

Угол падения рудного тела 50—90°. Устойчивый висячий бок, не обрушающийся вслед за рудой при ее выпуске.

При углах падения залежи 50—90° выпуск руды производят из воронок горизонтального рудного днища и выработок, пройденных в породах лежачего бока.

При выпуске обрушенной руды максимальная скорость перемещения рудных кусков имеет место у контакта висячего бока. По мере приближения к лежачему боку скорость перемещения кусков руды уменьшается.

Это объясняется тем, что при выпуске руды из рудоспусков горизонтального рудного днища образующийся в массе обру-

шенной руды обычный эллипсоид разрыхления, достигая висячего бока залежи, вытягивается вдоль последнего вверх по восстанию (рис. 292). Из этой зоны происходит перемещение кусков руды к выпускной воронке.

При выпуске руды из рудоспусков, расположенных у висячего бока, пустые породы очень быстро достигают выпускных воронок и усиливают разубоживание руды при последующем выпуске.

Основную роль при выпуске руды в таких условиях играют рудоспуски горизонтального днища, расположенные у контакта с лежащим боком, и рудоспуски, пройденные из выработок в породах последнего.

У лежачего бока, вне сферы действия рудоспусков горизонтального рудного днища, образуется «мертвая» зона. Объем последней возрастает прямо пропорционально

отношению H/N и обратно пропорционально углу падения залежи. При выпуске руды из блоков с устойчивым висячим боком величину потерь руды на лежачем боку можно определить по кривым (рис. 293), построенным в безразмерных координатах.

Потери руды в долях запаса блока являются функцией безразмерной величины

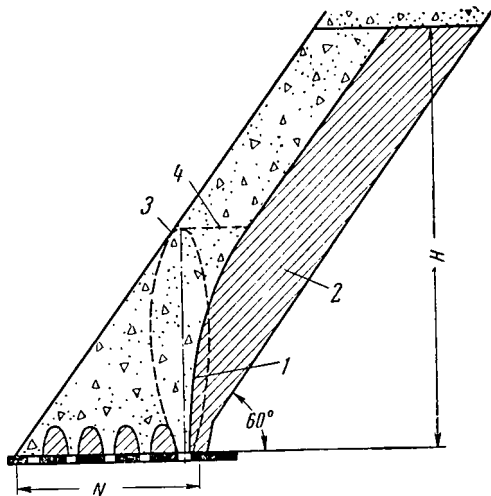


Рис. 292. Выпуск руды из обрушенных блоков при угле падения лежачего бока $50-70^\circ$:

1 — воронка выпуска; 2 — мертвая зона; 3 — предельное положение эллипсоида выпуска; 4 — радиус воронки выпуска

$$a = \frac{H}{N \cdot \operatorname{tg}^2 \alpha n}, \quad (53)$$

где H — высота блока, m ;

X — мощность залежи, m ;

α — угол падения, $град$;

n — число рядов рудоспусков в породах лежачего бока, в том числе и расположенного в днище.

Планограмму выпуска руды из блока составляют, руководствуясь принципом поддержания наклонного положения поверхности контакта в сторону лежачего бока под углом около 20° к горизонту.

Необходимость включения в работу новых рядов рудоспусков и величину доз выпускаемой руды определяют, руководствуясь положением поверхности контакта в отдельные периоды выпуска.

Неустойчивый висячий бок, обрушающийся вслед за рудой. Как уже было указано, массовый выпуск руды из обрушенных блоков при углах падения до 55° ведут из рудоспусков, пройденных в породах лежачего бока.

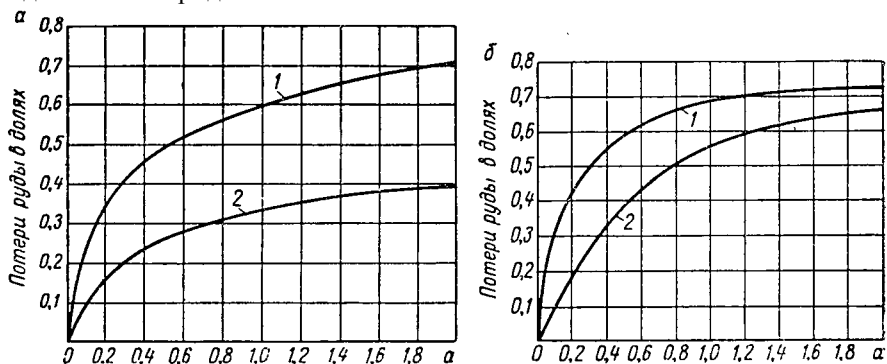


Рис. 293. Изменение потерь руды на лежачем боку в различных горнотехнических условиях по опытам В. Р. Безуха:

1 — мелкокусковые руды; 2 — кусковые руды; а — при необрушающемся висячем боку; б — при обрушающемся висячем боку

Поверхность контакта может поддерживаться в положении, параллельном плоскости лежачего бока.

При углах падения залежи более 55° выпуск руды ведут из рудоспусков лежачего бока и горизонтального днища с поддержанием поверхности контакта в наклонном положении (обычно с опережением выпуска у лежачего бока).

Потери руды в лежачем боку в зависимости от горнотехнических условий могут быть определены по кривым, показанным на рис. 293 а и б.

Выпуск руды производят неравномерно, начиная с верхнего ряда рудоспусков в лежачем боку.

Первоначально выпуск ведут только из рудоспусков в лежачем боку и первого ряда горизонтального рудного днища. В последней стадии выпуска включают в работу рудоспуски горизонтального днища.

Контроль за выпуском руды, выпускаемой из блоков с наклонными стенками. При регулировании выпуска руды следует руководствоваться исполнительным графиком, который ведется двумя способами.

При отношении высоты этажа к мощности залежи $H/N < 1$, начиная с угла падения 60° и выше, используется метод верти-

кальных столбов¹, учитывающий взаимное влияние рудоспусков один на другой в процессе выпуска.

При углах падения менее 60° и любом отношении Н/Н, а также при углах падения от 50 до 70° и отношении Н/Н>1 применяется иной принцип ведения исполнительного графика, сущность которого изложена ниже.

На разрезе вкрест простирания (рис. 294 и 295) под углом 70° к горизонту от рудоспусков проводят линии, приближенно очерчивающие сферу их влияния.

Опускание поверхности по оси рудоспуска принимают

$$h'_0 = \frac{3q}{m},$$

где q — доза выпуска, м³;

m — площадь основания конуса, на поверхности контакта;

$$m = \frac{\pi}{2} (r_1^2 + r_2^2), \text{ м}^2.$$

Если поверхность контакта в какой-то промежуточный момент выпуска очерчивается в данном разрезе $ABCDE$, то для определения нового положения контакта после выпуска очередной дозы руды поступают следующим образом.

Зная дозу выпущенной руды q , находят площадь основания конуса m и затем h_0 , т. е. его высоту. Производят построение соответствующего треугольника $A'G'E'$ причем $C'G' = h'_0$. Проводят на расстоянии $C'B'$ и $C'D'$ вертикальные линии как на основном разрезе по оси воронки, так и на треугольнике $A'G'E'$. Новое положение поверхности контакта находят, откладывая от точек B , C и D по вертикали отрезки: $BF = B'F'$; $CG = C'G' = h'_0$; $DH = D'H'$.

В условиях рудника строят разрезы по блоку (вкрест простирания и по простиранию) и, руководствуясь изложенной методикой, получают приближенное представление о характере опускания поверхности контакта.

На рис. 295 показан порядок контроля этим способом за ходом выпуска руды из блока № 12 на руднике «Текели».

Выбор расстояния между рядами рудоспусков в породах лежащего бока. Оптимальное расстояние между рядами рудоспусков (промежуточными горизонтами) в породах лежащего бока определяют, исходя из условия достижения минимальных затрат на проведение и поддержание подготовительных выработок. Чем больше расстояние между промежуточными горизонтами выпуска, тем больше потери руды и вызванные этим затраты, тем меньше стоимость подготовительных работ, и наоборот.

¹ См. стр. 533 этой главы.

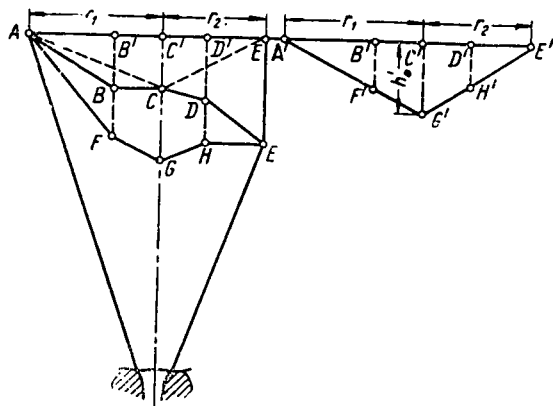


Рис. 294. Контроль за ходом выпуска руды из блока № 12 рудника «Текели»

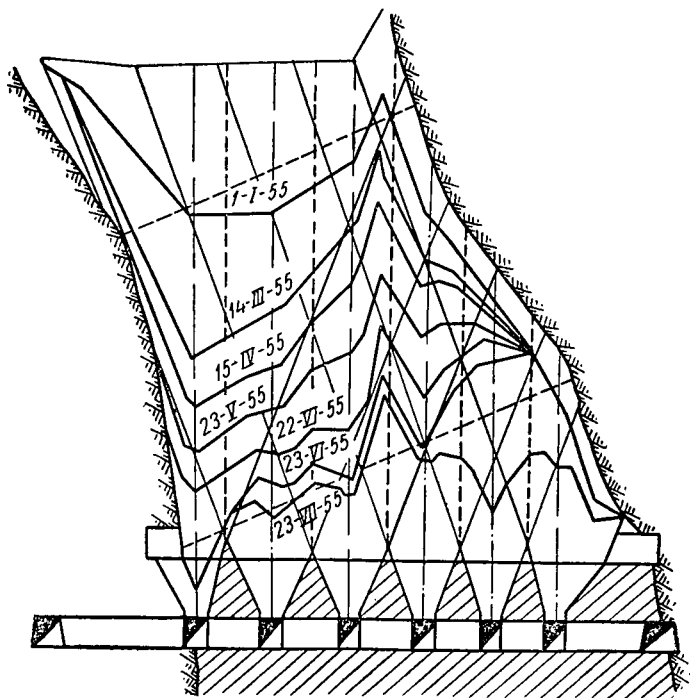


Рис. 295. Метод определения характера опускания поверхности контакта на руднике «Текели»

Путем сопоставления вариантов выбирают оптимальное решение.

Объем руды, теряемой на лежащем боку, при том или ином числе промежуточных горизонтов находят, пользуясь кривыми, приведенными на рис. 293.

Предельное содержание полезных компонентов в выпускаемой руде устанавливается технико-экономическими расчетами, исходя из стоимости добычи и транспортирования руды до фабрики, стоимости обогащения, коэффициента извлечения металла и отпускной цены на металл.

Рекомендуемые методы выпуска руды в различных горно-технических условиях приведены в табл. 49.

Таблица 49

Рекомендуемые методы выпуска руды

Угол падения, град	Рекомендуемое отношение высоты этажа H к мощности залежи N	Свойства пород всяячего бока	
		устойчивые, зависающие в период выпуска	неустойчивые, обрушающиеся в процессе выпуска руды из блока
До 50	Не ограничивается условиями выпуска	Равномерный выпуск руды из сериях лежащего бока с поддержанием контакта параллельно плоскости днища (лежащему боку) Всяячий бок обрушается массовыми зарядами	и воронок в породе поверхности контакта (лежащему боку) взрыванием минералов
50-55	Не более 1	Выпуск с поддержанием горизонтальной поверхности контакта из воронок в лежащем боку и горизонтального днища	Порядок выпуска такой же, как и при углах падения до 50°
55-60	Не более 1	Выпуск с поддержанием горизонтальной поверхности контакта из воронок в лежащем боку и горизонтального днища	Поддержание контакта в наклонном положении с опережением выпуска со стороны лежащего бока
60-70	Не более 2	Поддержание контакта в наклонном положении выпуска со стороны лежащего бока	положении с опережением выпуска со стороны лежащего бока
70-90	Не более 2	То же	

Горное давление на днище блоков при системе этажного принудительного обрушения

Теория выпуска обрушенной руды, так же как лабораторные и производственные опыты, доказывает, что между движущейся к выпускным воронкам рудой и стенками блока существует значительное трение.

Поэтому у стенок блока остаются обычно более высокие гребни обрушенной руды, чем между дучками.

Трение имеет место также и в потоке движущейся руды, между ее частицами, что является причиной образования эллипсоидов разрыхления в массе обрушенной руды. Силы трения между частицами руды и стенками блока противодействуют вертикальному давлению, разгружая днище.

Действие сил трения усиливается с увеличением высоты блока (этажа) и уменьшением его площади. При прямоугольной форме площади блока проявление сил трения будет зависеть от размеров меньшей из сторон площади блока.

Исследования показывают, что снизить величину горного давления при системе этажного обрушения можно уменьшением площади блока.

В связи с трением горное давление достигает максимума в центральной части блока и ослабевает по мере продвижения к границам с рудным массивом. У границ блока давление не проявляется.

Таким образом, ширину блоков более 40 м принимать не рекомендуется.

Крепление горных выработок при системе этажного принудительного обрушения

В связи с большим горным давлением на днище блоков, обрабатываемых системой этажного обрушения, выработки горизонта выпуска должны быть надежно закреплены. Для этой цели применяют: деревянную крепь при диаметре крепежного леса 25—30 см; усиленную деревянную крепь; смешанную крепь из дерева и металла. Металлические станки, изготовляемые из двутавровых балок № 16 и 27, устанавливают на сопряжениях выработок скреперования с дучками (рис. 296, а); бетонную крепь (рис. 296, г); металлическую податливую арочную крепь из специального профиля № 18 или 28 (рис. 296, б); металлическую кольцевую податливую крепь (рис. 296, в).

Практика горного дела показала, что обычная деревянная крепь непригодна при большом всестороннем и зачастую неравномерном горном давлении. Непригодной для закрепления выработок горизонта вторичного дробления оказалась также и бетонитовая крепь, которая деформировалась и очень быстро вышла из строя. Не было достигнуто также положительных результатов и в случае применения жесткой арочной крепи, которая также разрушалась в результате высокого горного давления.

Наиболее целесообразной при разработке руд средней крепости оказалась податливая металлическая крепь, наилучшим образом сопротивляющаяся горному давлению, имеющему место в процессе выпуска.

Применение в зарубежной практике бетонного крепления выработок вторичного дробления характерно для разработки

руд, дающих при отбойке значительную кусковатость (рудник «Клаймакс»), а также и в других случаях при больших запасах разрабатываемых блоков, где возведение крепи со стенками толщиной 1 м может быть рентабельным.

При высоком горном давлении размеры выработок горизонта вторичного дробления уменьшают.

Наиболее целесообразным при системе этажного самообрушения следует признать применение кольцевой податливой металлической крепи, имея в виду неравномерность проявления горного давления, а также отсутствие постоянства в его направлении.

Для уменьшения давления на крепь выработок горизонта скреперования желательнее проведение следующих мероприятий:

1) увеличение интенсивности выпуска руды, что способствует созданию разгружающих сводов над выработками горизонта вторичного дробления;

2) уменьшение сечения выработок, однако без ущерба для работы механизмов по доставке, так как повышение интенсивности выпуска руды является одним из действенных факторов снижения величины горного давления;

3) уменьшение размеров обрушаемой площади блока до величины 20X30 или 20X40 м, что допустимо только при принудительном обрушении (при системе этажного самообрушения для нормального развития процесса обрушения требуются обычно большие площади подсечки);

4) применение рационального порядка очистной выемки, способствующего снижению величины горного давления. Это мероприятие является основным средством, которое следует применять, исходя также из соображений повышения производительности блоков.

Порядок очистной выемки при системе этажного принудительного обрушения

Проявление горного давления на днища блоков и увеличение площади максимального горного давления при последовательной отработке блоков по простиранию указывают на необходимость особого внимания вопросу порядка очистной выемки в шахтном поле в случае применения систем этажного обрушения.

Как последовательная выемка поля, так и выемка в шахматном порядке, применяющиеся на руднике «Майами» (США) (рис. 297), не устраняют большого горного давления на днища блоков, обрабатываемых во вторую и третью очередь. Практикой доказано, что величина горного давления возрастает с увеличением числа боковых поверхностей контакта обрабатываемого блока с пустыми породами. В связи с этим следует стремиться к их уменьшению.

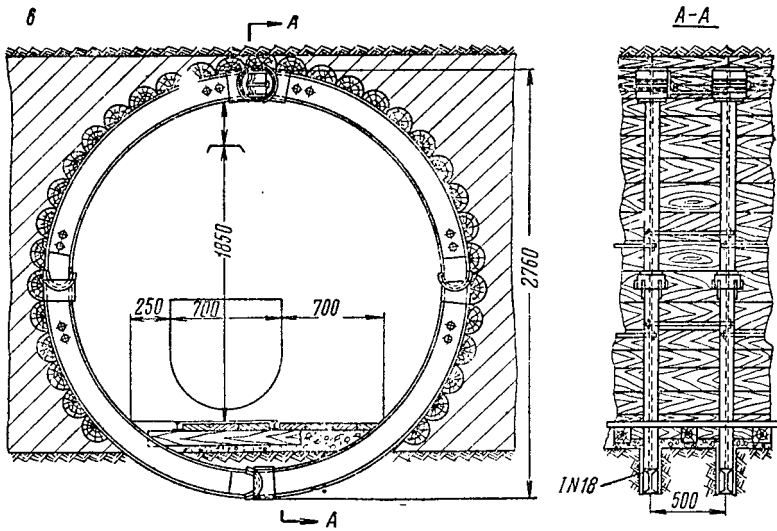
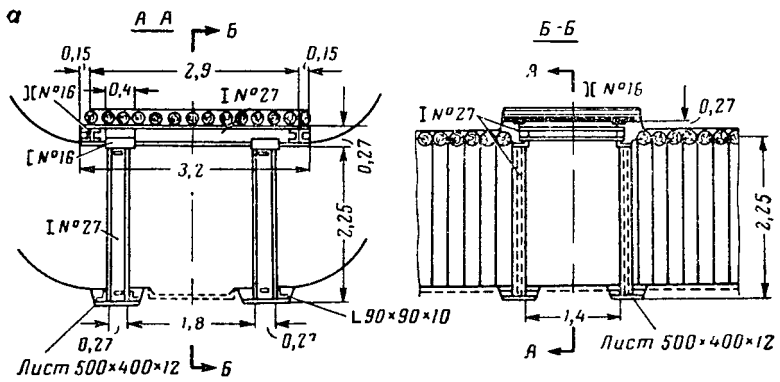
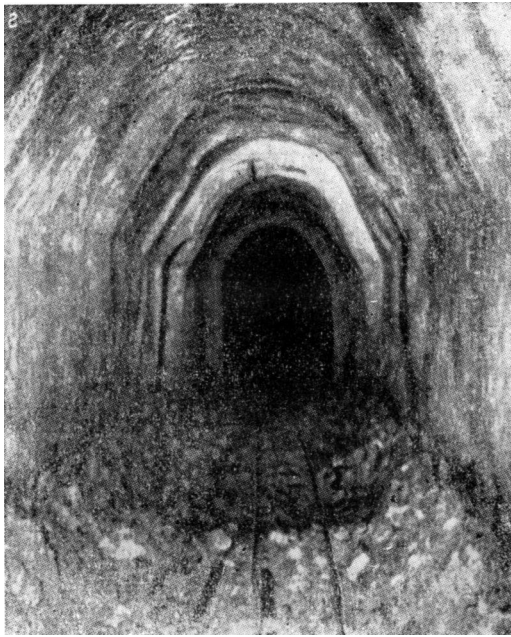
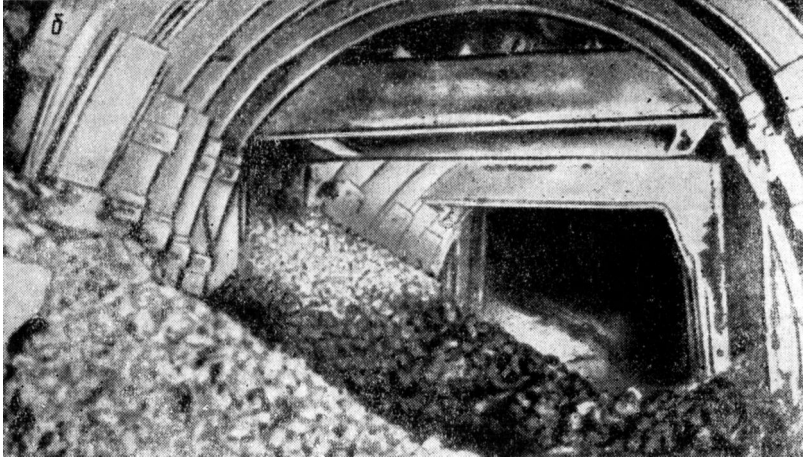


Рис. 296. Крепление



горных выработок

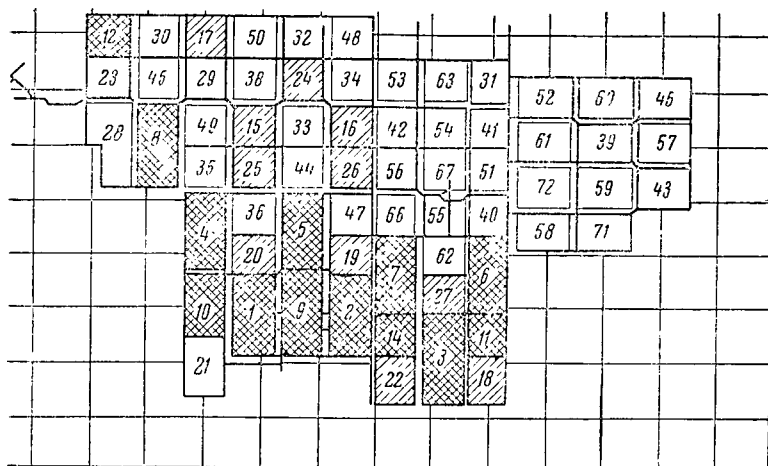


Рис. 297. Шахматный порядок очистки выемки:

1, 2, 3 и т. д.— очередность обработки блоков

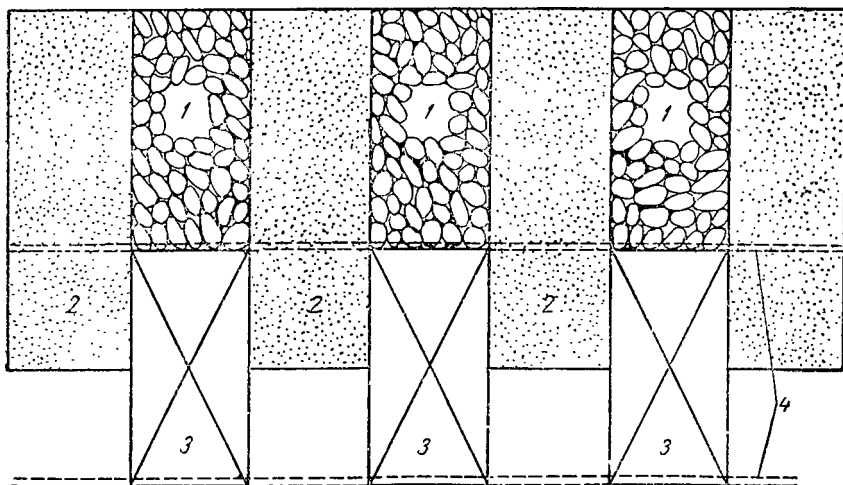


Рис. 298. Ступенчатый порядок выемки блоков:

1, 2, 3 и 4 — порядок выемки блоков

Отечественной практикой разработки рудных месторождений доказано, что там, где требуется быстрая и планомерная отработка месторождения, система этажного самообрушения не может разрешить проблемы снижения горного давления на выработки днища.

Для снижения величины горного давления при выборе порядка очистной выемки рекомендуется пользоваться следующими правилами:

а) отрабатывать блоки в направлении от центра шахтного поля к флангам, т. е. от зоны максимального по величине горного давления к участку, где оно проявляется в слабой степени (фланги залежи);

б) при разработке весьма мощных месторождений отработку следует производить с опережением со стороны лежачего бока, поскольку горное давление в меньшей степени проявляется у всячего бока, чем у лежачего;

в) уменьшить число рабочих блоков за счет увеличения интенсивности выпуска;

г) весьма целесообразно при разработке мощных рудных месторождений системой этажного обрушения применение ступенчатой выемки (рис. 298), при которой днище отрабатываемого блока располагается в рудном массиве. Там же, где это невозможно по характеру месторождения, необходимо ориентироваться на последовательную выемку при уменьшенных размерах площади блока с тем, чтобы использовать защитную зону у рудного массива.

Технико-экономическая характеристика системы этажного принудительного обрушения и пути ее дальнейшего развития

Система этажного принудительного обрушения имеет более широкое применение, чем система этажного самообрушения, так как руда в этом случае отбивают зарядами глубоких скважин, что обеспечивает лучшее дробление руды и, как следствие, меньшие потери и разубоживание руды. Это объясняется тем, что в задачу выпуска в данном случае входит только извлечение руды, а не управление самообрушением блока. По этой причине потери и разубоживание руды при этажном принудительном обрушении меньше, чем при этажном самообрушении.

Все перечисленные выше преимущества системы этажного самообрушения целиком относятся и к системе этажного принудительного обрушения. Что же касается недостатков, то необходимость применения раздельной выемки, смешивание пустых пород, включенных в залежь, остаются в силе и в данном случае.

Система этажного принудительного обрушения позволяет

уменьшить площадь обрушаемого блока, что является необходимым условием для снижения величины горного давления на днище при разработке на больших глубинах.

Благодаря более равномерному дроблению руды эта система обеспечивает высокую интенсивность выпуска руды из блоков.

Преимущества: 1) максимально возможная в подземных условиях производительность труда; 2) наиболее низкая себестоимость; 3) высокая интенсивность разработки; 4) улучшение условий труда горнорабочих в связи со снижением пылеобразования; 5) более безопасные условия труда, чем при других системах разработки, так как в процессе очистной выемки горнорабочие находятся только в выработках небольшого сечения горизонта выпуска, и др.

Недостатки: 1) необходимость тщательного контроля за выпуском руды; 2) невозможность применения селективной выемки.

Основное внимание при дальнейшем развитии системы должно быть уделено следующим вопросам:

1) усовершенствованию системы этажного принудительного обрушения и разработке конструкций, которые могут найти успешное применение при высоком горном давлении на глубоких горизонтах;

2) дальнейшему повышению интенсивности выпуска руды для снижения горного давления, а также потерь и разубоживания руды;

3) решению вопросов дальнейшей механизации и автоматизации основных производственных процессов (бурению, выпуску руды и доставке);

4) повышению производительности доставки на горизонте выпуска за счет конвейеров, работающих под завалом на горизонте выпуска, а также других машин;

5) улучшению буровзрывных работ с целью более равномерного дробления для создания условий интенсивного выпуска руды;

6) созданию высокопроизводительных буровых станков для бурения глубоких скважин;

7) разработке мероприятий по усилению прочности днищ блоков и способов крепления горизонтов вторичного дробления;

8) выдаче руды из шахты двумя потоками — чистой до начала разубоживания и засоренной в процессе дальнейшего выпуска.

Глава XIX • КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

§ 1. СУЩНОСТЬ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ И УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ

К комбинированным относят такие системы разработки мощных месторождений, при которых этаж делится на камеры и междукамерные целики, относительно близкие по размерам, обрабатываемые одновременно или последовательно различными системами. Камеры обычно располагают длинной стороной вкрест простирания залежи. При таком их расположении удельный вес камерного запаса в общем запасе руды в блоке снижается до 35—40%. На долю временных целиков приходится соответственно 60—65%.

Эта особенность комбинированных систем разработки отличает их от простых, где также делят этаж на камеры и целики, однако удельный вес выемки руды из камер основной системой составляет 60—80% (например, при системе поэтажных штреков с расположением камер длинной стороной по простиранию месторождения).

При комбинированных системах подготовительные и нарезные работы, проводимые в границах будущей камеры и целика, конструктивно неотделимы друг от друга и настолько взаимно связаны, что системы разработки камеры и целика представляют как бы единую систему, обеспечивающую в данных горнотехнических условиях максимально возможную эффективность очистной выемки.

Такое объединение систем разработки камеры и целика позволяет расширить область применения основной системы (камеры) и достичь более высоких технико-экономических показателей.

Ширина камер в зависимости от горнотехнических условий и системы разработки изменяется от 4—6 до 20—25 м, а целиков — от 4—6 до 15—20 м.

Комбинированные системы разработки применяют для разработки мощных рудных залежей, представленных рудами различной крепости. При этом в зависимости от ценности руды и горнотехнических условий находят применение те или иные варианты комбинированных систем разработки.

Применение самосхватывающейся плотной закладки при отработке камер и извлечении целиков позволяет вести выемку руды под дном водоемов комбинированными системами разработки.

§ 2. ОСНОВНЫЕ ВАРИАНТЫ СИСТЕМЫ

Комбинированные системы различают в зависимости от методов, применяемых для отработки камер и междукамерных целиков.

При отработке камер применяют следующие системы разработки: с открытым очистным пространством; с магазинированием; с креплением и закладкой.

При отработке междукамерных целиков применяют следующие системы разработки: слоевого, подэтажного, этажного обрушения, с закладкой, с креплением и закладкой.

Все эти системы разработки камер и междукамерных целиков могут применяться в различных сочетаниях друг с другом.

Наиболее часто при разработке железных руд встречается сочетание систем с открытым выработанным пространством (при выемке камер) с обрушением целиков и потолочин массовыми взрывами или отработкой целиков системами подэтажного обрушения после обрушения потолочин.

При разработке медных руд отработку камер системой подэтажных штреков сочетают с последующей закладкой и отработкой потолочин и целиков системами слоевого или подэтажного обрушения.

Систему с магазинированием, применяемую при отработке камер, иногда сочетают с обрушением целиков массовым, взрыванием.

Разработка месторождений при условии сохранения поверхности приводит к сочетанию систем разработки с закладкой как при выемке камер, так и при отработке целиков.

Приступая к детальному рассмотрению различных вариантов комбинированных систем разработки, следует отметить, что системы разработки с открытым выработанным пространством, применяемые при выемке камер, были рассмотрены в главе XII, а системы разработки, применяемые при отработке временных целиков, — в главе XX.

Во избежание повторения при описании комбинированных систем разработки, представляющих сочетание системы с открытым выработанным пространством при отработке камер с массовым обрушением целиков, ограничимся рассмотрением только одного примера.

**§ 3. КОМБИНИРОВАННАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ,
ПРЕДСТАВЛЯЮЩАЯ СОБОЙ СОЧЕТАНИЕ
ЭТАЖНО-КАМЕРНОЙ СИСТЕМЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ
КАМЕР С МАССОВЫМ ОБРУШЕНИЕМ
ПОТОЛОЧИНЫ И ЦЕЛИКА**

На рис. 299 показана комбинированная система разработки, применяемая на рудниках Горной Шории и представляющая собой сочетание этажно-камерной выемки с отбойкой руды глубокими вертикальными скважинами на всю высоту камеры

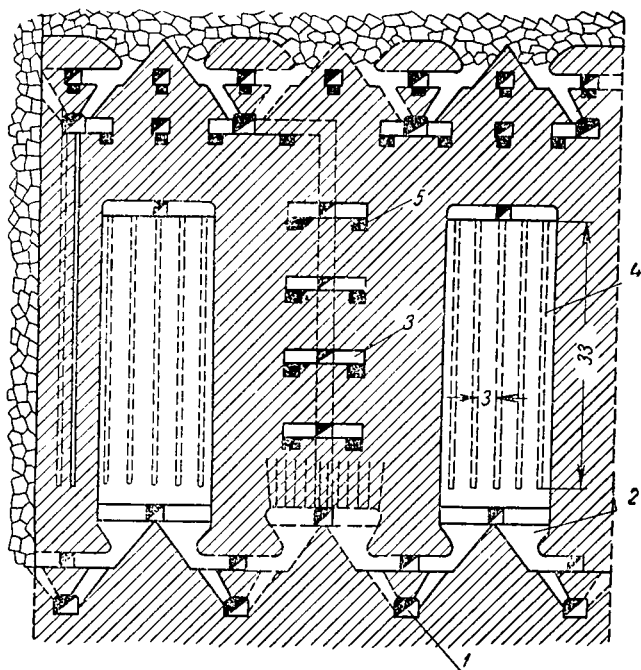


Рис. 299. Комбинированная система, применяемая на рудниках Горной Шории:

1 — откаточный горизонт; 2 — воронки; 3 — минные выработки; 4 — глубокие скважины; 5 — минные заряды

С массовым обрушением междукамерного целика и потолочины минными зарядами. При выпуске руды под налегающими пустыми породами в таких случаях следует руководствоваться специально разработанными планами выпуска руды, учитывая особенности распределения обрушенной руды на лежачем боку и горизонтальном днище.

§ 4. КОМБИНИРОВАННАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ, ПРЕДСТАВЛЯЮЩАЯ СОБОЙ СОЧЕТАНИЕ СИСТЕМЫ ПОДЭТАЖНЫХ ШТРЕКОВ С ЗАКЛАДКОЙ КАМЕР В ПЕРВОЙ СТАДИИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ И ОТРАБОТКУ МЕЖДУКАМЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ СИСТЕМАМИ С ЗАКЛАДКОЙ - ВО ВТОРОЙ

На руднике «Норанда» (Канада) благодаря сравнительно небольшой площади рудного тела и значительной крепости руды

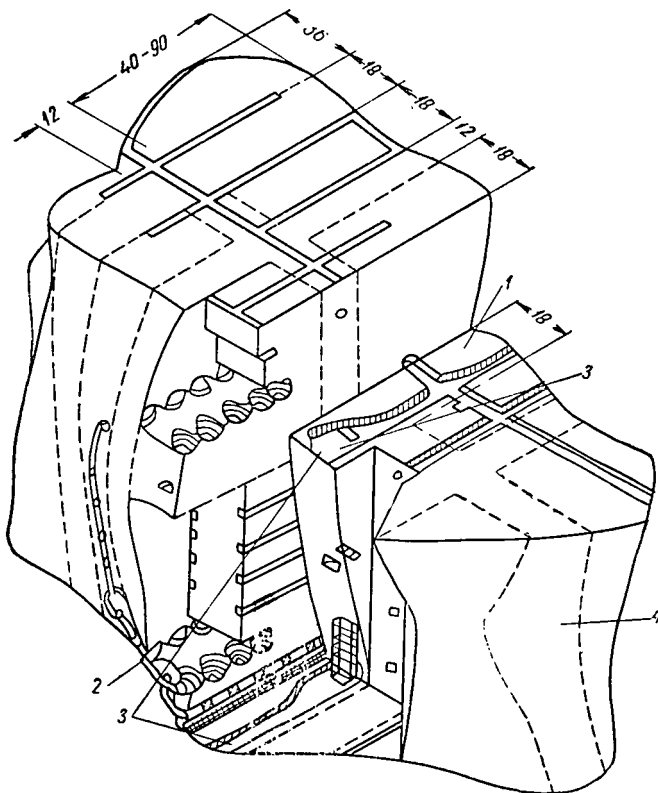


Рис. 300. Разбивка на камеры и целики на руднике «Норанда»: 1 — целик; 2 — горизонт грохочения; 3 — откаточный горизонт; 4 — продольный целик

и боковых пород горное давление не представляет серьезной проблемы. Ввиду этого все основные выработки не крепят.

Основной системой разработки на руднике на глубине 800 м и более является система подэтажных штреков с последующей закладкой камер.

В развитии систем разработки на руднике основную роль имеет усовершенствование техники бурения шпуров и глубоких скважин.

Углубление горных работ не оказало ожидаемого влияния на выбор размеров очистных камер. Наоборот, на верхних горизонтах камеры имели ширину 14 м, междукамерные целики — 11 м, а на нижних горизонтах ширина камер увеличена до 18 м, а ширина междукамерных целиков — до 12 м.

Форма рудного тела и принятый способ разработки обусловили своеобразную разбивку месторождения на камеры и целики (рис. 300). На всю глубину от поверхности до нижнего горизонта был оставлен главный продольный целик шириной 12 м. Верхнее рудное тело на каждом горизонте разделяли на камеры, расположенные вкрест простирания шириной 14 м, и целики шириной 11 м.

В нижнем рудном теле, кроме главного продольного целика, был оставлен также поперечный главный целик шахты № 3 шириной 18 м, в результате чего площадь рудного тела была разбита на четыре участка, в границах которых отрабатывались камеры шириной по 18 м и целики по 12 м. Высоту этажа принимали в пределах от 76 до 79 м.

С появлением мощных колонковых перфораторов была внедрена система подэтажных штреков с отбойкой руды веерными скважинами.

Окончательное изменение способа разработки закончилось внедрением системы подэтажных штреков с отбойкой руды глубокими скважинами, пробуриваемыми станками алмазного бурения. На рис. 301 показана система разработки подэтажными штреками на руднике «Норанда». Подготовка блока к выемке при этой системе осуществляется в следующем порядке. На каждом подэтаже в середине главного продольного целика пройдены штреки сечением 2,1 X 1,2 м, из которых на границе камеры и целика до контакта рудного тела проведены буровые подэтажные орты сечением 2,1 X 2,1 м. На рис. 302 показано расположение скважин при обработке камер.

Подсечку и отбойку руды в камере вели в направлении от границ рудного тела к главному продольному целику. Расстояние между веерами скважин 1,8 м. Диаметр скважин 30—40 мм. Высота подэтажа 21 м, высота камеры 53 м, ширина камер 18 м, а если позволяли горные условия, то 36 м.

Руду из камеры выпускали через грохоты с расстоянием между колосниками 500 мм. На откаточном горизонте рудоспуски были оборудованы люками. После выемки камеры в дучках делали перемычки и камеру закладывали, для чего в потолочине специально для этой цели проходили закладочные восстающие.

Целики отрабатывали системой наклонных слоев с заклад-

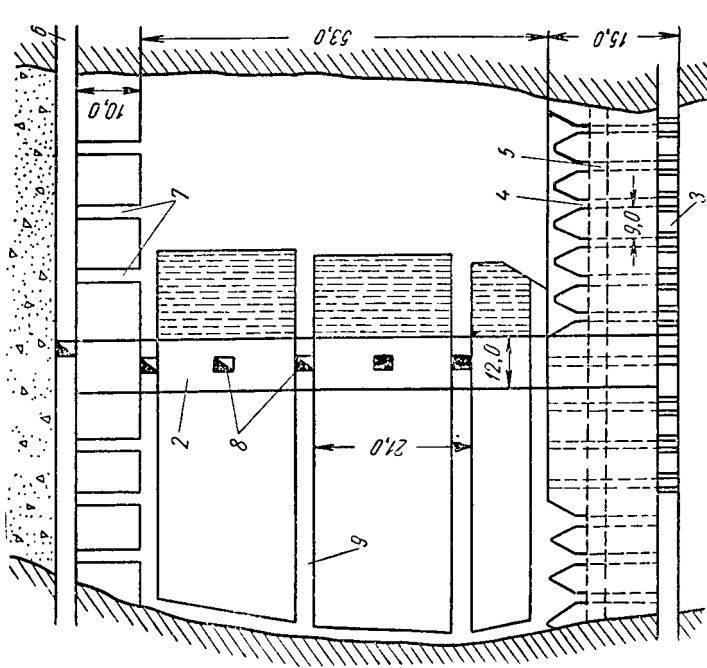


Рис. 301. Система подэтажных штретков на руднике «Норанда»: 1 — камера; 2 — главный продольный целик; 3 — нижний откаточный горизонт; 4 — рудоспуск; 5 — горизонт прохонция; 6 — верхний откаточный горизонт; 7 — восстающие для спуска закладки; 8 — подэтажные штретки; 9 — подэтажный орт

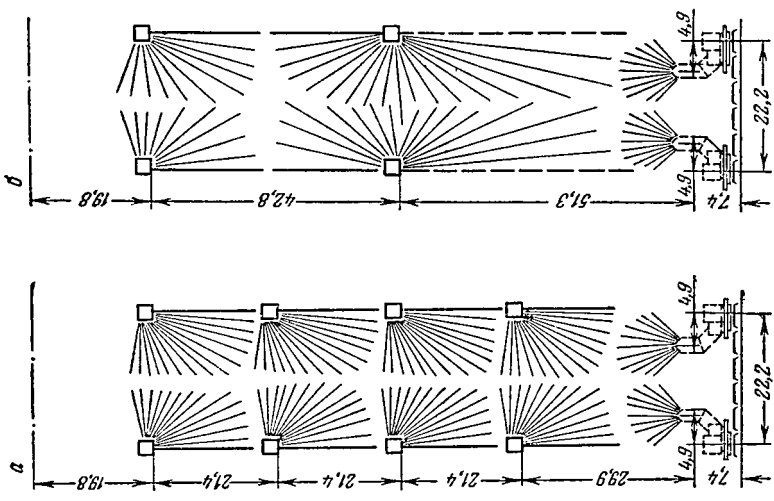


Рис. 302. Расположение скважин при отработке камер:

а — старый вариант; б — новый вариант

кой (рис. 303), через несколько месяцев после заполнения камер закладочным материалом. За этот период закладочный материал достаточно уплотнялся и приобретал устойчивость, что позволяло вести очистные работы в целиках без крепления. Целик разбивали на несколько панелей шириной до 4,5 м. Первая панель примыкала к ранее отработанному и заложеному пространству.

На границе со следующей панелью до вышележащего горизонта проходили два закладочных восстающих, а также ходовой восстающий и рудоспуск, закрепленные срубовой крепью и служащие для сообщения с откаточным горизонтом. Руду отбивали наклонными слоями высотой 2 м. Угол наклона забоя был 20° .

Под закладочными восстающими устраивали короткий настил из досок.

После отработки первой панели на всю высоту приступали к отработке второй, а затем и третьей. Таким образом, удавалось отработать междукамерные целики с минимальными потерями.

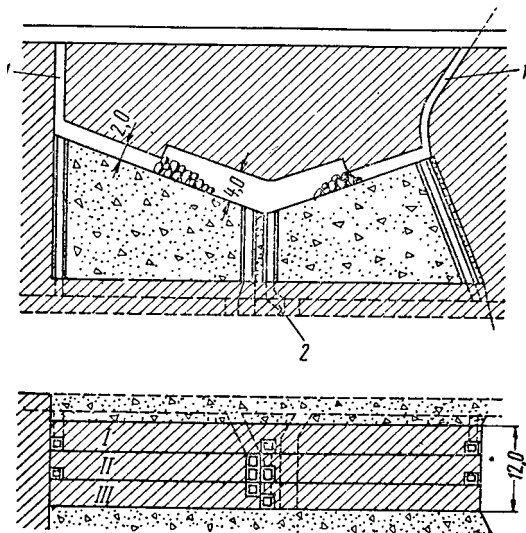


Рис. 303. Выемка целика на руднике «Норанда» системой разработки наклонными слоями с закладкой:

1 — закладочные восстающие; 2 — рудоперепускной восстающий; — панели

§ 5. СОЧЕТАНИЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ С ПОСЛЕДУЮЩИМ ОБРУШЕНИЕМ ВРЕМЕННЫХ ЦЕЛИКОВ И ОДНОВРЕМЕННЫМ ВЫПУСКОМ РУДЫ ИЗ БЛОКА

Примером наиболее совершенного современного варианта этой комбинированной системы разработки может служить система, применяемая на руднике «Мальбергет» (Швеция), где разрабатывается рудная залежь, имеющая значительное простирание. Мощность залежи достигает 100 м, угол падения изменяется от вертикального до 30° . Руда — магнетит, отличающийся значительной крепостью и устойчивостью, боковые породы представлены гнейсами, сиенитами и лептитом. Рудное тело местами пересекает гранитные и пегматитовые дайки. Магазины,

закладываемые вкрест простирания рудного тела (рис. 304), имеют ширину, изменяющуюся от 4 до 6 м. Ширина целиков выбирается из такого расчета, чтобы целик и камера имели ширину 11 м.

Подготовительные работы состоят в проведении двухпутевых откаточных штреков 5 и ортов 1, которые проводят на расстоянии 11 м между осями. Кроме того, в лежачем боку залежи в контакте с последним проходят буровые ниши 6 и штрек 7

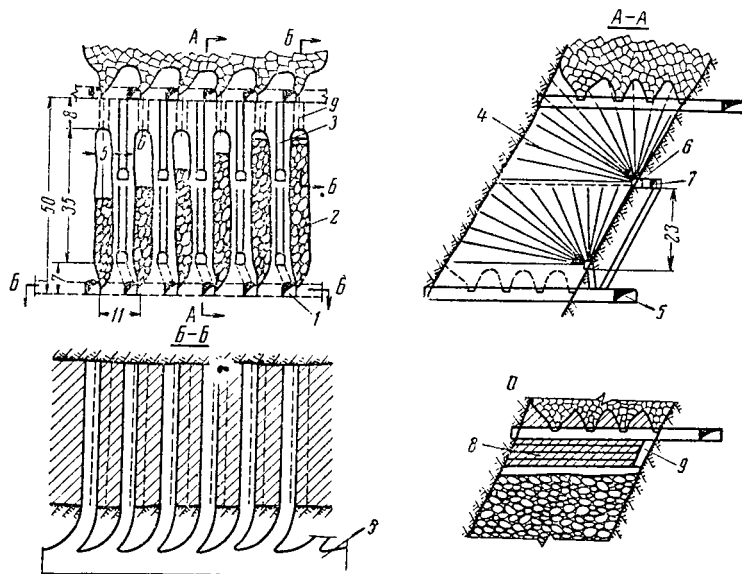


Рис. 304. Система разработки с магазинированием с обрушением междукамерных целиков массовым взрыванием глубоких скважин

для выпуска руды примерно на половине вышележащего этажа. Высота принята 50 м, расстояние между осями рудоспусков составляет 10—11 м; руду в магазинах 2 отбивают потолкоступно, глубина шпуров 4,5—4,8 ж, высота уступа 24 м. Потолочину над магазином оставляют высотой 8 м. После окончательного магазинирования и выпуска излишка отбитой руды производится разбуривание междукамерных целиков 3 из буровых штреков скважинами, располагаемыми веерообразно. Обычно пробуривают два ряда вертикальных веерообразно расположенных глубоких скважин глубиной от 36 до 45 м.

Из верхней буровой ниши 6 скважины пробуривают до вышележащего этажа. Потолочины камер 8 разбуривают горизонтально расположенными скважинами из восстающих 9 в магазинах. Скважины пробуривают перфораторами или станками глубокого бурения. После окончания бурения скважин последние заряжают

и взрывают. Выпуск руды после массового обрушения временных, целиков производят с опережением со стороны лежачего бока для уменьшения разубоживания.

Из других менее совершенных вариантов рассматриваемой комбинированной системы разработки можно назвать вариант с массовым разбуриванием и обрушением целиков взрывами зарядов глубоких шпуров, пробуренных из подэтажных ортов.

Эта разновидность комбинированной системы разработки была весьма распространенной в прошлом, когда техника горного дела не располагала возможностью эффективного бурения глубоких скважин в крепких рудах.

Недостатки этого метода по сравнению с ранее рассмотренными заключаются в дополнительных трудоемких работах по проходке ортов и снижении интенсивности очистной выемки за счет значительных затрат времени на подготовку целиков к массовому обрушению.

Еще менее эффективной и нецелесообразной является отработка междуканальных целиков системой подэтажного обрушения с параллельным выпуском замагазинированной руды. При этом, во-первых, вследствие снижения интенсивности очистной выемки теряется преимущество этажных комбинированных систем разработки и, во-вторых, работы в целиках при выпуске из камер руды становятся небезопасными в связи с увеличением горного давления, возможностью скалывания массива целика, разрушения крепи и раздавливания ортов.

§ 6. СОЧЕТАНИЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ С ДРУГИМИ МЕТОДАМИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

Примером комбинированной системы, представляющей собой сочетание системы разработки горизонтальными слоями с закладкой в первой стадии очистной выемки с отработкой целиков слоевым и подэтажным обрушением во второй, может служить система разработки рудника «Кристинберг» (Швеция).

Вышеуказанной комбинированной системой разработки (рис. 305) обрабатывается мощное рудное тело, падающее под углом 45—60°. Вмещающие породы представлены кварцито-серицитовыми сланцами с содержанием хлорита. Руда представлена пиритом, халькопиритом, сфалеритом и частично галенитом. Высота этажа принята 80 м.

Подготовка месторождения производится рудными штреками. Ширина камеры принята 8 м, целиков 5 м.

Описание данной системы разработки с закладкой не приводится, так как система разработки была рассмотрена ранее.

Порядок очистной выемки ясен из рис. 305.

После окончательной отработки камер и заполнения выработанного пространства закладкой, представляющей собой отходы

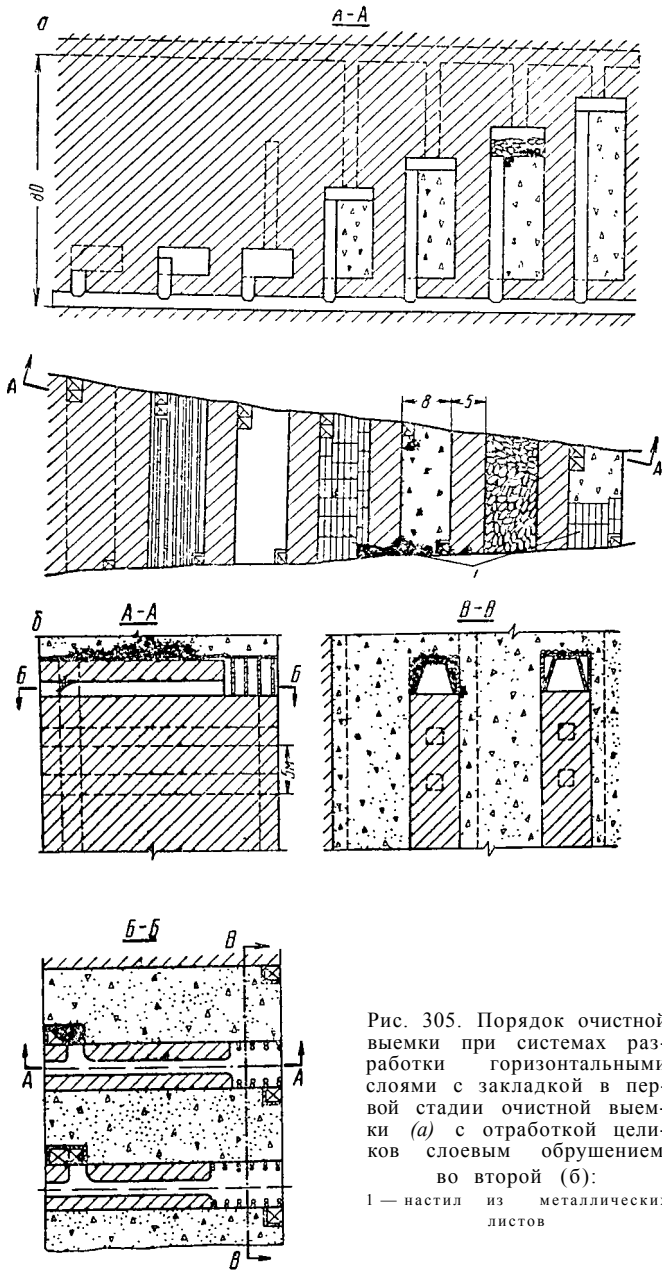


Рис. 305. Порядок очистной выемки при системах разработки горизонтальными слоями с закладкой в первой стадии очистной выемки (а) с отработкой целиков слоевым обрушением во второй (б):

1 — настил из металлических листов

обогащительной фабрики, приступают к отработке междуканальных целиков системой слоевого обрушения.

Иногда для этой цели применяют также и систему поэтажного обрушения.

**Сочетание систем
разработки со станковой
крепью и закладкой
с отработкой целиков
той же системой**

Месторождение сульфидных медно-никелевых руд, представленных в основном норитом, залегает в виде большой мульды, крылья которой выходят на поверхность. Размеры мульды по площади составляют около 60 км в длину и 25 км в ширину. Более интенсивное оруденение наблюдается ближе к лежащему боку норитов, снижаясь постепенно к висячему боку. В лежащем боку массива норитов залегают несколько богатых рудных участков, которые разрабатывают подземными и открытыми горными работами.

Горные работы ведутся на разных глубинах — от 500 до 1800 м. Температура горных пород на глубине 1800 м составляет 32—35° С. Геотермическая ступень месторождения «Садбери» равна 63 м° С.

Руды «Садбери» весьма сложного состава, содержат в основном никель и медь, а также кобальт, платину, золото, серебро и теллур.

Главными минералами, слагающими рудные залежи, являются рассеянные в толще норитов сульфиды — пирит, пентландит и халькопирит. Богатые руды содержат около 3,9% Ni, 1,4% Cu, 39,4% Fe. В последнее время в эксплуатацию вводятся более бедные руды с содержанием 1,74% Ni и 1,0% Cu.

Система разработки со станковой крепью и закладкой является в настоящее время одной из самых распространенных на рудниках «Садбери», особенно при выемке руды на глубоких горизонтах.

Очистной блок длиной по простиранию около 150 м разбивается на несколько очистных панелей, обрабатываемых снизу вверх на ширину четырех квадратных окладов (9,8 м) и разграничиваемых между собой временными целиками, обрабатываемыми во вторую очередь.

На рис. 306 показана очистная выемка в одной из панелей. Извлечение руды начинается с отметки кровли откаточного горизонта и производится горизонтальными слоями на всю площадь панели.

Станковую крепь ставят сразу же после отбойки и уборки руды из отдельной заходки.

По мере продвижения очистной выемки вверх выработанное и закрепленное станковой крепью очистное пространство полностью заполняется закладочным материалом, состоящим из смеси речного песка и дробленой пустой породы. Закладка

подается в очистной забой с верхнего горизонта по специально пройденному для этой цели восстающему или по трубопроводу (при гидравлическом способе).

Сухая закладка распределяется по всей площади панели с помощью скреперной лебедки мощностью 15 л. с., которая используется также и для доставки отбитой руды к рудоспуску. При

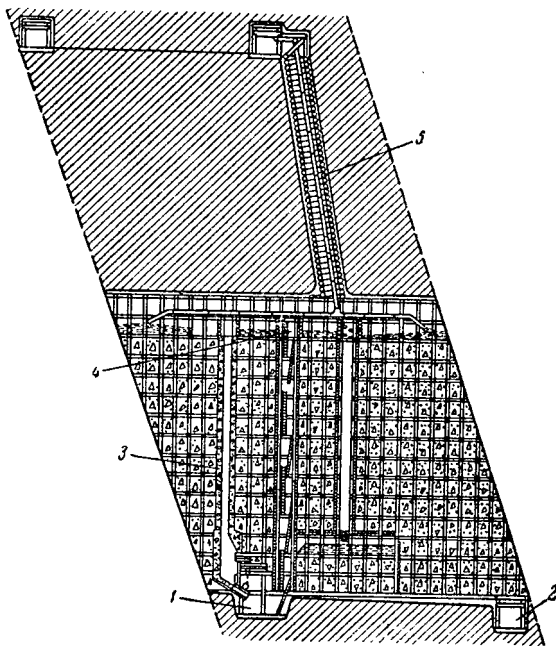


Рис. 306. Система разработки с креплением станковой крепью и закладкой на рудниках «Садбери»:

1 - откаточный штрек; 2 — сборный вентиляционный штрек; 3 — рудосвалочный восстающий; 4 — ходовой восстающий; 5 — закладочный восстающий

применении гидравлического способа закладка подается в очистной забой в виде гидросмеси по трубам диаметром 150 мм, футерованным резиной.

В станковой крепи оставляют незаполненными закладочным материалом три вертикальные ячейки: для рудоспуска, ходового и дренажного восстающего.

Рудосвалочный восстающий по мере продвижения очистной выемки вверх закрепляется бетоном. Бетонная крепь в этих условиях оказалась наиболее рациональной, т. к. она имеет больший срок службы по сравнению с деревянной крепью и не пропускает воду в рудоспуск, имеющейся в больших количествах в закладочном массиве.

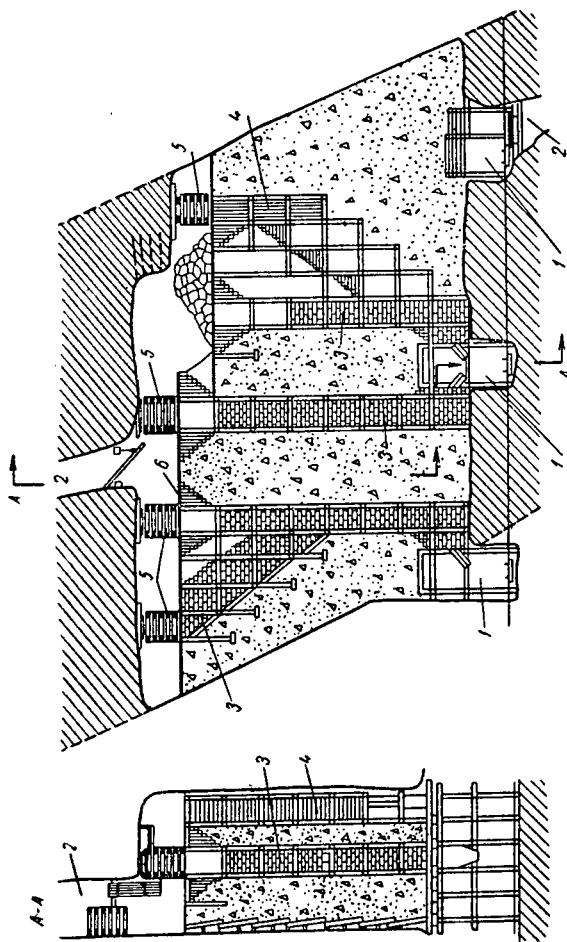


Рис. 307. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой очистного пространства на Рудниках «Садбери»:
 1 — откаточный штрек; 2 — закладочный восстающий; 3 — рудосвалочные скаты, 4 — ходовой восстающий; 5 — ко-
 стры; 6 — грохоты

Для предохранения ходового, рудосвалочного и дренажного восстающих от попадания в них пульпы на время производства закладочных работ в очистной панели устраивается специальное ограждение из пластической пленки, натянутой на деревянный каркас.

Обычно для закладки одного горизонтального слоя в очистной панели средних размеров необходимо подать в блок до 1000 г закладочного материала. Производительность закладочной установки с трубами диаметром 150 мм составляет 225 т/ч.

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой очистного пространства находит широкое применение на сравнительно неглубоких горизонтах (300—700 м) и при отработке изолированных рудных тел небольших размеров.

В зависимости от площади обрабатываемой камеры в закладке сооружают два или три рудосвалочных ската, оборудуемых грохотами и люками на откаточном горизонте. В закладке устраиваются два ходовых восстающих, закрепленных срубовой деревянной крепью.

Срубовая деревянная крепь рудосвалочных восстающих возводится на всю высоту отработанной части забоя, подпирает кровлю и служит, таким образом, дополнительным средством поддержания пород кровли забоя. Внутренняя сторона рудосвалочных восстающих футеруется торцовыми шашками из твердых пород дерева или железобетоном.

Отбойка руды производится горизонтальными слоями высотой 3 м. В каждом уступе по ширине забоя выбуривается 16 трехметровых шпуров.

Ширина камеры в зависимости от конкретных горнотехнических условий принимается равной 9—15 м.

Общий вид очистной выемки показан на рис. 307.

Междукамерные целики (рис. 308) обрабатывают системой разработки со станковой крепью и закладкой. Порядок очистной выемки принимают следующий. Часть целика шириной около 3,3 м (два ряда станковой крепи) обрабатывают потолкоуступным забоем снизу вверх. Слой, обрабатываемый потолкоуступным забоем, делят на выемочные участки шириной по 15 м. Если мощность рудного тела 30 м и более, число таких выемочных участков соответственно увеличивается. Такой порядок выемки принимают, чтобы не подрабатывать одновременно все откаточные штреки на вышележащем горизонте. Если целик разделен при большой мощности рудного тела на два-три участка, то всегда имеется возможность сохранить один или два штрека для откатки на вышележащем горизонте.

Порядок отработки участков от висячего бока к лежащему. Обычно потолкоуступную отработку целика начинают от ходового восстающего в соседней камере, которая уже отработана

и заполнена закладкой. Выемка ведется от висячего бока к лежачему.

Целик обрабатывается горизонтальными слоями высотой около 2 м. При выемке первого слоя отбитая руда скреперуется прямо в вагонетки на откаточные штреки, а при выемке последующих слоев — в восстающий, снабженный люком на откаточном горизонте. Каждый новый слой засекают от восстающего.

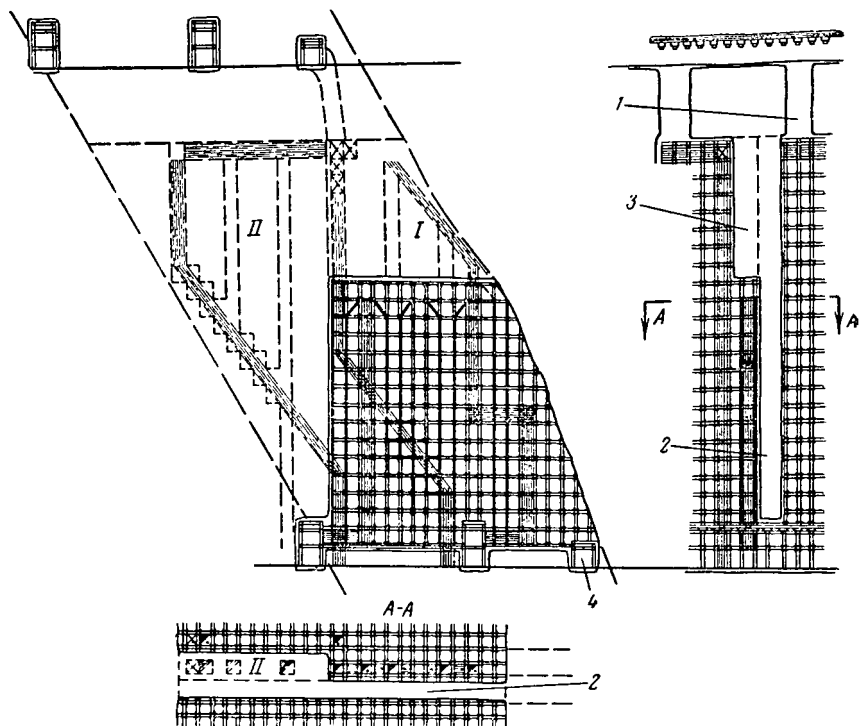


Рис. 308. Отработка междукамерных целиков системой со станковой крепью и закладкой:

1 — восстающий для переноса закладки; 2 — слой, обрабатываемый почвоуступным забоем; 3 — слой, обрабатываемый потолокуступным забоем; 4 — откаточный штрек

По мере выемки второго слоя заполняют закладкой нижележащий отработанный слой. В такой последовательности производится отработка целика на полную его высоту. Обычно горные работы проводятся двумя горнорабочими в течение восьмичасовой рабочей смены. В следующей смене работает один горнорабочий на закладке. После того как часть целика, намеченная к отработке потолокуступным забоем, будет полностью закончена, приступают к выемке оставшейся части целика потолокуступным забоем.

Как уже указывалось выше, сообщение с потолкоуступным забоем целика проходит через ходовые восстающие отработанных камер. При последующей отработке целика почвоуступным забоем оборудуются специальные восстающие для передвижения людей и подачи закладки. Почвоуступная отработка оставшейся части целика начинается под потолочиной от восстающего.

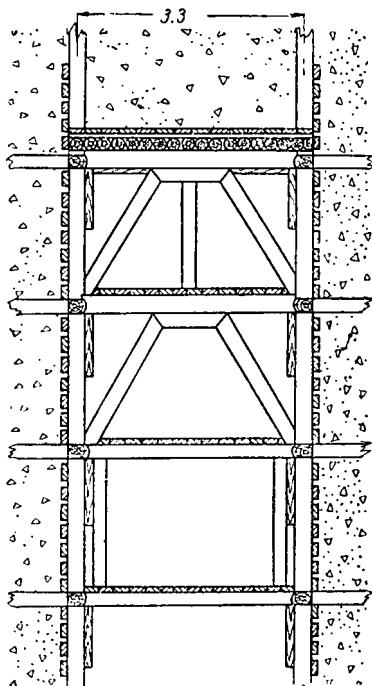


Рис. 309. Специальная крепь, применяемая при отработке секций

Выемка производится почвоуступно в последовательности, показанной на рис. 308. Важной деталью при отработке каждой секции является сооружение специальной крепи, которая предохраняет кровлю и бока очистного пространства от обрушения. Конструкция этой крепи показана на рис. 309. После отработки каждый участок выработанного пространства заполняется закладкой. Так, например, после отработки первого участка почвоуступным забоем он заполняется закладкой, которая укладывается на настиле, расположенном над вышеуказанной крепью (см. рис. 309). После отработки второго участка эта операция повторяется. При почвоуступной выемке применение ручного труда для доставки руды почти не требуется. Доставка руды происходит силой собственного веса или же с помощью небольших скреперных установок. Отработка потолочин производится послойно потолкоуступными и почвоуступными забоями в таком же порядке, как и отработка междукamerных целиков, т. е. первоначально потолочина разбивается на участки шириной 15 м каждый. Поочередная отработка этих участков производится на полную высоту потолочины забоем шириной в два олада станковой крепью. Оставшаяся часть целика после отработки потолкоуступным забоем всех участков по мощности залежи обрабатывается почвоуступными забоями в таком же порядке, как было описано выше.

Подача закладки при отработке междукamerных целиков происходит через старые рудоспуски и ходки. Там же, где это невозможно из-за большого горного давления, проходят восстающие в лежачем боку.

Отработка междукамерных целиков требует проведения дополнительных мероприятий по обеспечению безопасности, к числу которых относятся обязательное перекрытие рудоспускных восстающих и применение предохранительных поясов горнорабочими при почвоуступной выемке.

Отработка междукамерных целиков и потолочин системой квадратных окладов является малопроизводительной и дорогой операцией, в связи с чем этот метод применяют при разработке богатых руд.

§ 7. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СИСТЕМЫ

Технико-экономические показатели комбинированных систем разработки зависят от сочетания методов очистной выемки, применяемых в первой и во второй стадиях.

При сочетании систем разработки с открытым выработанным пространством в первой стадии очистной выемки с массовым обрушением целиков во второй величина потерь и разубоживания достигает своей максимальной величины, в связи с чем эти варианты комбинированных систем разработки не могут быть рекомендованы для разработки ценных руд. Потери и разубоживание возрастают в случае применения минной отбойки.

Применение глубоких скважин для массового обрушения временных целиков гораздо целесообразнее.

Сочетание систем с магазинированием с массовым обрушением целиков дает возможность снизить величину потерь за счет более благоприятных условий выпуска обрушенной руды.

Закладка камер позволяет повысить извлечение руды и снизить разубоживание особенно в тех случаях, когда отработка междукамерных целиков и потолочин производится системами слоевого обрушения или с закладкой.

Глава XX. МЕТОДЫ ОТРАБОТКИ ВРЕМЕННЫХ ЦЕЛИКОВ И ЛИКВИДАЦИЯ ПУСТОТ

При системах разработки с открытым выработанным пространством и с магазинированием руды большую часть запасов блока (60—70%) извлекают из камер. Запасы, оставленные во временных целиках, отрабатывают во вторую очередь.

Отработка временных целиков при вышеуказанных системах разработки имеет много общего. Поэтому изложение методов их отработки выделено в особую главу.

К временным целикам относятся: потолочины камер, междукамерные целики, днища камер.

Различают отработку временных целиков:

при незаполненных пустотах камер;

при заполнении камер обрушенными породами, перепущенными с вышележащего горизонта;

то же, при заполнении камер закладкой.

Рассмотрим методы отработки временных целиков во всех вышеуказанных случаях.

§ 1. ОТРАБОТКА ВРЕМЕННЫХ ЦЕЛИКОВ ПРИ НЕЗАПОЛНЕННЫХ ПУСТОТАХ КАМЕР

Выемка руды из временных целиков при незаполненных пустых камерах преследует обычно не только цель отработки оставшихся запасов, но и ликвидацию пустот, представляющих угрозу для нормального и безопасного ведения горных работ.

Отработка временных целиков при пологом падении залежей

При разработке пологопадающих месторождений камерно-столбовой системы в целиках, оставляемых для поддержания кровли, требуется обычно от 15 до 50% рудного запаса месторождения.

Обычно размеры целиков и расстояния между ними принимают с излишним запасом прочности для того, чтобы гарантировать нормальную безопасность отработки в течение длительного времени.

Систематические наблюдения, которые проводятся за состоянием кровли и целиков, позволяют судить о том, возможно ли частично отработать запасы руды в целиках и уменьшить тем самым потери.

Критерием для суждения о возможности выемки руды из целиков является отсутствие деформации в кровле и целиках в течение длительного времени.

Обычно решению вопроса об уменьшении числа целиков предшествуют опытные работы по отработке целиков на некоторых участках месторождения. При этом ведутся наблюдения за состоянием кровли и целиков с целью определения предельного пролета кровли и числа целиков.

Систематические маркшейдерские наблюдения, наряду с использованием геофонов, способствуют решению поставленной задачи.

При отработке целиков применяют следующие методы: частичную выемку руды при «ленточных» целиках с оставлением отдельных целиков-столбов на определенном расстоянии друг от друга (рис. 310);

уменьшение числа целиков, оставляемых в процессе очистной выемки (рис. 311).

Целики разбуривают шпурами, используя самоходные телескопические буровые тележки (рис. 312).

После взрывания руду убирают скреперами или погрузочными машинами.

Целики высотой более 4—5 м первоначально отрезают от кровли, а затем разрабатывают почвоуступно или разбуривают глубокими скважинами на всю высоту. На рис. 313 показаны способы доступа к вершине целика.

На рис. 314 показана площадка для оборки кровли и доступа к вершине целика.

При отработке целиков подобными методами необходим постоянный систематический контроль за состоянием кровли, что производят либо с подвесных полков, либо с самоходных тележек.

Доступ на участки месторождений, где произведена частичная выемка оставленных целиков, запрещают и стремятся оградить эти участки от эксплуатируемой части месторождения специально оставленными барьерными целиками.

Ликвидация пустот при разработке пологопадающих месторождений в результате выемки руды представляет собой серьезную проблему из-за опасности воздушных ударов.

В каждом отдельном случае в зависимости от горнотехнических условий сопоставляют три возможных варианта ликвидации пустот:

- 1) массовое расстреливание целиков и обрушение пород кровли. Этот метод рекомендуют при рудах, не представляющих особой ценности при условии, что производство частичного взрывания в породах всяческого бока обеспечит обрушение налегающей толщи пустых пород.

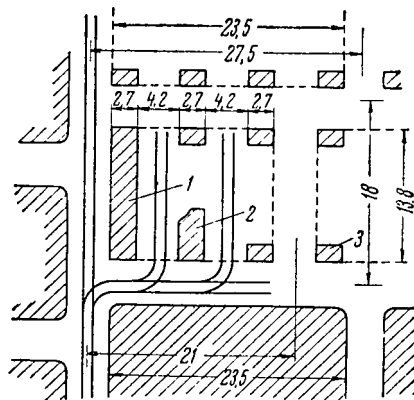


Рис. 310. Частичная выемка руды из ленточных целиков с оставлением отдельных целиков-столбов:

1 — ленточный целик; 2 — ленточный целик в процессе отработки; 3 — оставленные целики столбы

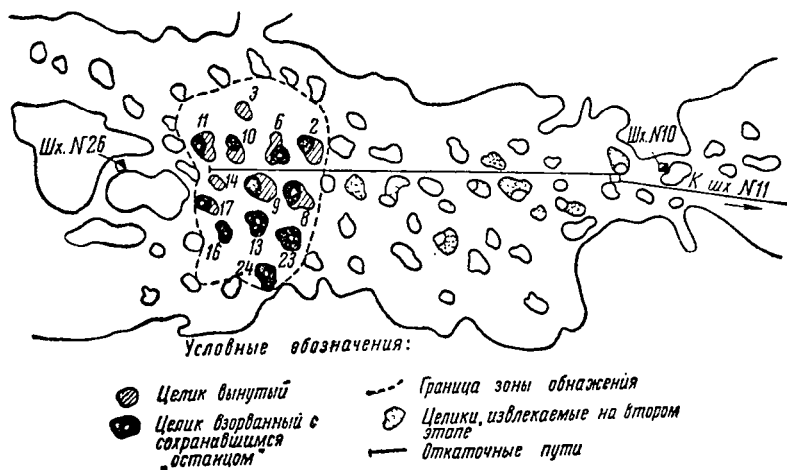


Рис. 311. Уменьшение числа целиков, оставленных после очистной выемки

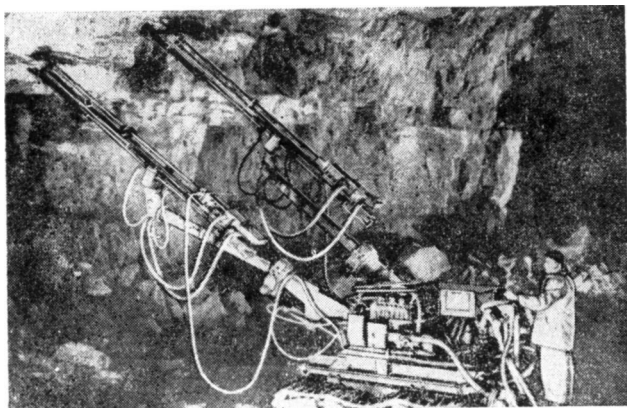


Рис. 312. Самоходные телескопические буровые тележки, применяемые на руднике «Джезказган»

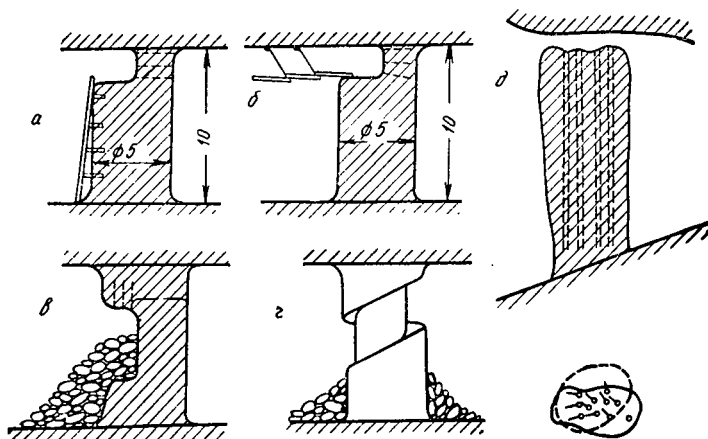


Рис. 313. Доступ к вершине целика и его разбуривание:
a — по составным лестницам; *б* — по специальным подвесным полкам;
в — по замагзинированной руде; *г* — по наклонной берме; *д* — раз-
 буривание целика глубокими скважинами после отрезки его от кровли

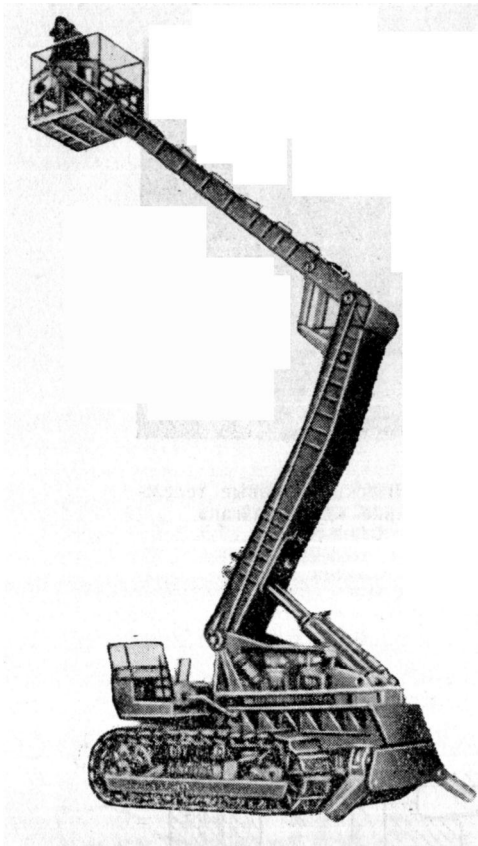


Рис. 314. Площадка для оборки кровли и доступа к вершине целика

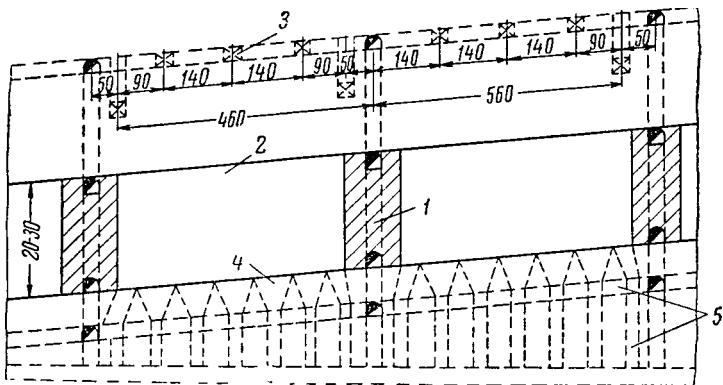


Рис. 315. Обрушение пород кровли на рудниках Норильского комбината:

1 — целики; 2 — пустоты; 3 — минные заряды в выработках висячего бока; 4 — приемные воронки в лежащем боку, 5 — подготовительные выработки

На рис. 315 показано обрушение пород кровли на рудниках Норильского комбината;

2) изоляция образованных пустот от рабочих участков кровли с оставлением навсегда теряемых целиков. Изоляция образованных пустот происходит путем использования барьерных целиков в сочетании с подрывкой пустых пород кровли массовым взрыванием или заполнением закладочным материалом подходов к выработанному пространству. Этот метод применим при не особо ценных рудах, при достаточно устойчивой кровле камер и глубине разработки свыше 100 м;

3) заполнение закладкой образованных пустот с последующим возможным извлечением руды из оставленных целиков. Этот метод предпочтителен при ценных рудах.

Выбор того или иного метода ликвидации пустот решается на основе технико-экономического сравнения различных вариантов применительно к данным горнотехническим условиям.

При небольшой мощности месторождения (до 10—12 м) практикуют выемку целиков, применяя специальную крепь в виде колонн. Так, например, на руднике «Джозеф» целики отрабатывали под защитой железобетонных колонн диаметром 2,4 м. Колонны устанавливали на специальном железобетонном основании, после чего приступали к установке колец и заливке внутренней пустоты бетоном. Предварительно устанавливали арматуру. Между вершинами колонн и кровлей выработок оставляли промежуток 0,3 м. Затем на вершине колонны на расстоянии друг от друга 0,5 м устанавливали винтовые домкраты, которые плотно прижимали к кровле лист железа толщиной 12 мм. Затем промежуток между кровлей выработки и колонной заполняли бетоном. Максимальная высота возводимых колонн достигала 14 м.

**Отработка временных
целиков при крутом
и наклонном падении
залей при
незаполненных
пустотах камер**

Отработка потолочин. При незаполненных пустотах камер отработку потолочин производят обрушением их массовыми взрывами концентрированных или колонковых зарядов с последующим выпуском отбитой руды через воронки днища.

При обрушении потолочин массовым взрыванием концентрированных зарядов для их размещения используют выработки вышележащего этажа, так как очень часто потолочину обрушают вместе с днищем расположенной выше отработанной камеры (рис. 316). При значительной толщине оставляемой потолочины заблаговременно, т. е. в период подготовки камеры, проходят специальные выработки.

При обрушении потолочины взрыванием глубоких скважин последние бурят из выработок, расположенных вне кон-

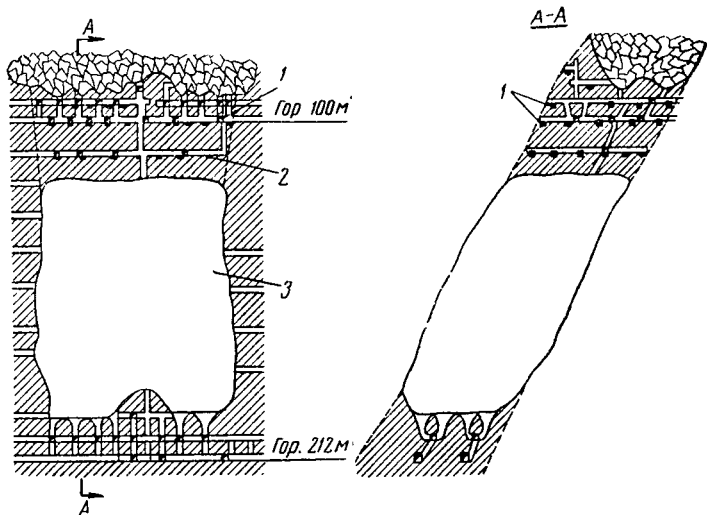


Рис. 316. Обрушение потолочины массовым взрыванием концентрированных зарядов:

1 — мины в выработках вышележащего этажа; 2 — то же, в подэтажных выработках; 3 — камера

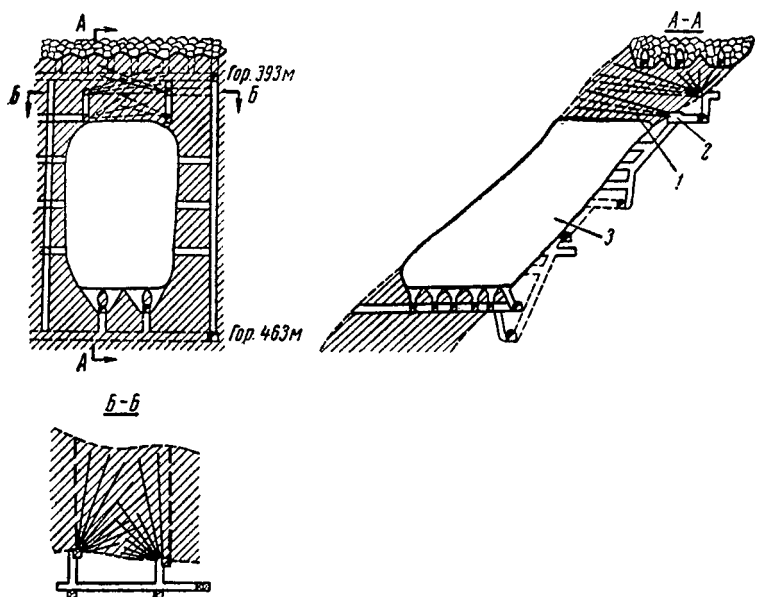


Рис. 317. Обрушение потолочины взрыванием глубоких скважин;

1 — скважина; 2 — буровая камера; 3 — камера

тура камеры в междукамерном целике или в породах лежачего бока (рис. 317).

Применение массовых взрываний колонковыми зарядами для обрушения потолочин является более рациональным.

1. Работы по подготовке потолочин к обрушению производятся в безопасных условиях, так как рабочие при бурении скважин и их зарядании находятся в выработках небольшого сечения, расположенных в массиве междукамерного целика или пород лежачего бока.

2. Заряды ВВ размещаются более равномерно в массиве обрушаемой потолочины, что обеспечивает равномерное дробление руды при взрыве и снижает выход негабарита, что очень важно при массовом выпуске руды.

3. Обрушение потолочины скважинами требует значительно меньшего объема трудоемких подготовительных работ по проходке выработок. Обычно требуется только проходка буровой камеры. Кроме того, при обрушении потолочины концентрированными зарядами необходимо пройти большое число минных выработок и подходов к ним по периметру потолочины и непосредственно над пустотой.

4. Проходка выработок в непосредственной близости к пустотам и в последующем зарядка мин опасны в связи с возможностью внезапных обрушений.

5. При обрушении потолочины минными зарядами кусковатость отбитой руды обычно больше, так как минные заряды располагаются на расстоянии 6—8 м друг от друга, что при наличии больших площадей обнажения не гарантирует хорошего дробления руды.

6. Как показали специальные наблюдения, потери руды при выпуске ее из обрушенной потолочины после отбойки глубокими скважинами снижаются на 10—15% по сравнению с обрушением потолочин массовым взрывом концентрированных зарядов.

В связи с вышеизложенным, обрушение потолочин в практике горнорудных районов СССР и за рубежом обычно производят, используя взрывы зарядов глубоких скважин.

Обычно потолочину обрушают совместно с дном камеры вышележащего этажа.

Для снижения потерь руды при выпуске ее из обрушенных потолочин желательна проходка дополнительных выпускных воронок в дно камеры с тем, чтобы обеспечить рациональные условия выпуска.

Потери руды при обрушении потолочин массовыми взрывами достигают 50% и более запасов потолочины. Разубоживание при этом колеблется от 5 до 20%.

При обрушении потолочины отбитая массовыми взрывами руда падает на лежащий бок и воронки дна, через которые

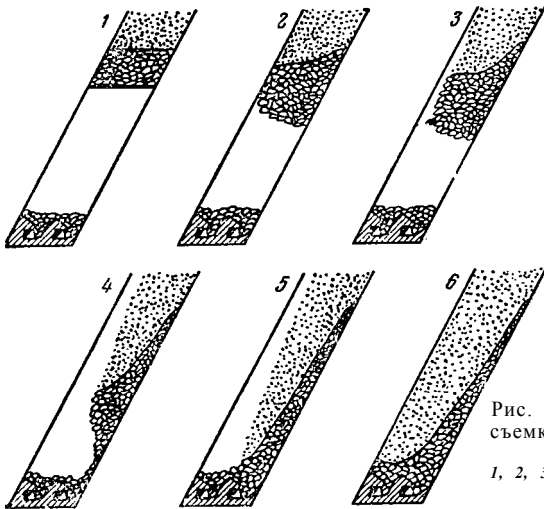


Рис. 318. Скоростная кино-съемка процесса обрушения потолочин:
1, 2, 3 и т. д.—стадии падения обрушенной руды

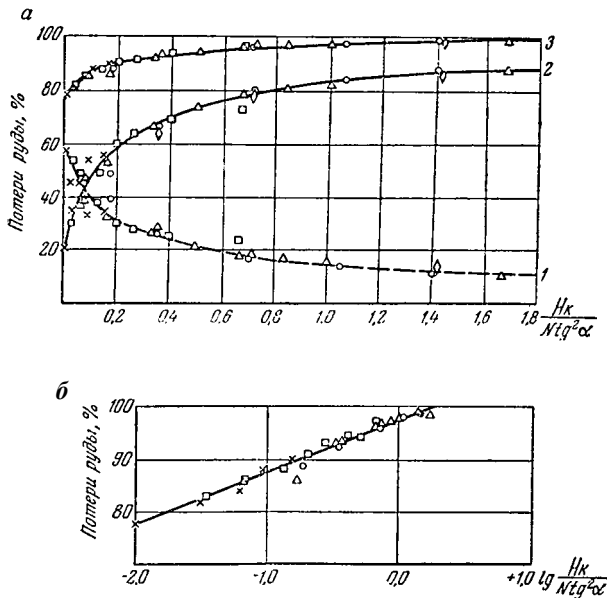


Рис. 319. Изменение потерь руды из обрушенных потолочин в зависимости от высоты камеры, мощности и угла падения рудного тела (а):

1 — на днище; 2 — на лежащем боку; 3 — общие (точки соответствуют опытам при угле падения рудного тела \diamond , \circ , \triangle , \square + соответственно 40, 50, 60, 70 и 80°; б — кривая общих потерь руды (3), построенная в логарифмической шкале по оси абсцисс

происходит массовый выпуск ее под налегающими пустыми породами.

Скоростной киносъемкой в лабораторных условиях удалось заснять процесс падения руды из обрушенной потолочины на лежащий бок и днище камеры (рис. 318). Из результатов наблюдений следует, что большие потери и разубоживание руды объясняются тем, что значительная часть отбитой руды теряется на лежащем боку.

На рис. 319 показаны кривые, построенные в безразмерных координатах по результатам лабораторных опытов при различных углах падения, мощности и высоте камеры. Как следует из этих кривых, увеличение высоты камеры и уменьшение угла падения способствует росту потерь, увеличение же мощности залежи их снижает.

Как показали исследования, обрушение потолочины целесообразно производить в две очереди. При этом интервал между этими очередями устанавливается в несколько секунд, необходимых для того, чтобы руда, отбитая при взрывании зарядов скважинами первой очереди (рис. 320), могла бы полностью скатиться по лежащему боку и достичь воронок горизонтального днища.

На рис. 321 показаны кривые, характеризующие величину потерь при подобном методе обрушения потолочин.

Отработка междукамерных целиков. Междукамерные целики при незаполненных пустотах камер отрабатывают массовым обрушением совместно с потолочиной одной и двух смежных камер.

При устойчивых и крепких рудах и вмещающих породах обрушают нижнюю часть целика, выпуская руду под защитой потолочины.

Междукамерные целики обрушают массовым взрыванием: глубоких шпуров, пробуриваемых из выработок, пройденных в междукамерных целиках (рис. 322);

глубокими скважинами, которые пробуриваются из специальных выработок, засекаемых на подэтажах из восстающих (рис. 323);

концентрированных зарядов, расположенных в специальных ортах, пройденных в междукамерных целиках (рис. 324).

Сопоставляя вышеуказанные методы обрушения междукамерных целиков, следует отметить, что более целесообразным является обрушение междукамерных целиков глубокими шпурами и скважинами.

Обрушение междукамерных целиков массовыми взрывами является очень эффективным способом их отработки и значительно сокращает сроки выемки, однако приводит к большим потерям руды при массовом выпуске ее под налегающими пустыми породами.

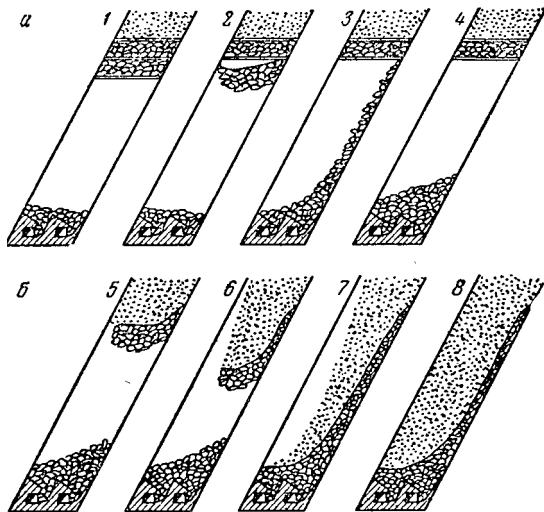


Рис. 320. Скоростная киносъемка процесса обрушения потолочины в две очереди:
 а — первой; б — второй; 1, 2, 3 и т. д. — стадии падения обрушенной руды

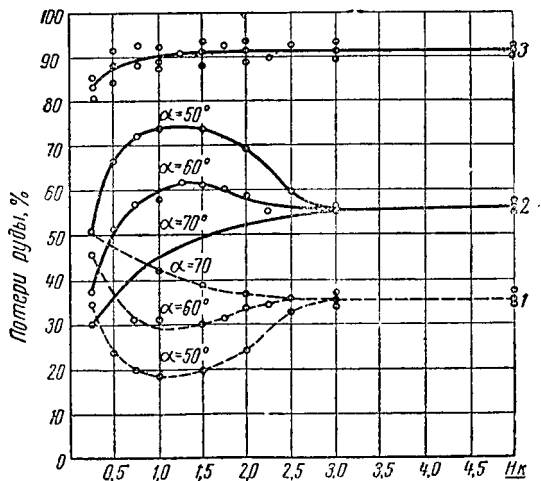


Рис. 321. Изменение потерь руды из обрушенных потолочин в две стадии от высоты камеры, мощности и угла падения рудного тела:

1 — на днище; 2 — на лежащем боку; 3 — общие (суммарные)

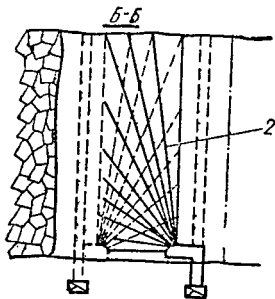
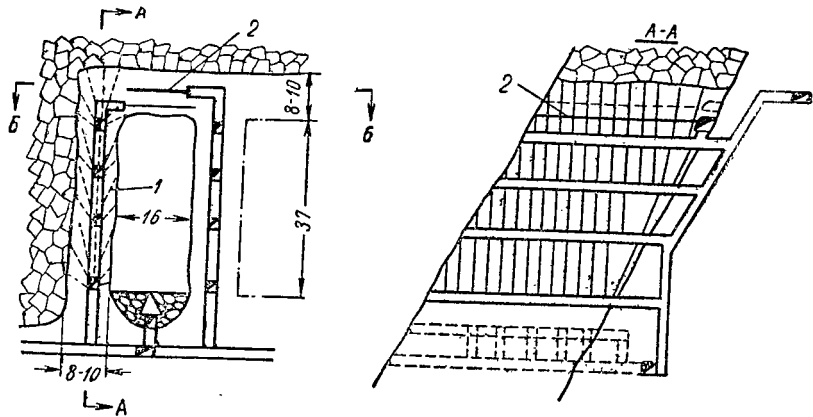


Рис. 322. Обрушение междукамерного целика при незаполненной пустоте камеры:
1 — шуры в целике; 2 — скважины в поголовине

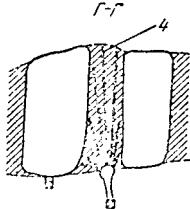
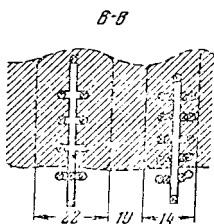
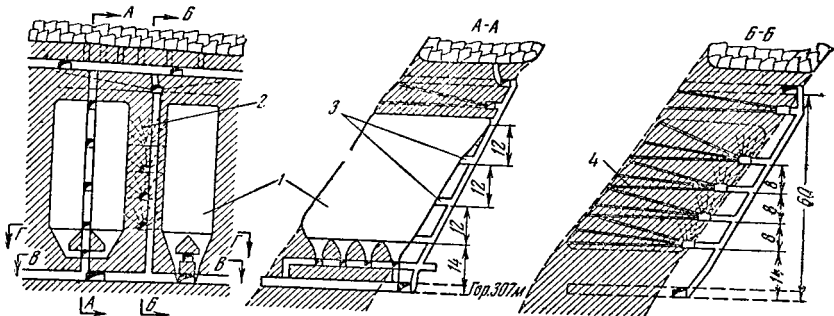


Рис. 323. Обрушение междукамерного целика при незаполненной пустоте двух смежных камер:
1 — камеры; 2 — междукамерный целик; 3 — подэтажные орты; 4 — глубокие скважины

Потери при выпуске руды из обрушенных междукамерных целиков и потолочин составляют 40—50% и разубоживание 10—20%.

Обрушая массовым взрыванием междукамерные целики, следует в днище камер проходить улавливающие воронки по осп междукамерных целиков, где концентрируется основная масса обрушенной при взрыве руды (рис. 325).

Выпуск руды следует вести в этом случае по специально разработанной планограмме. Потери при массовом выпуске ее из обрушенных междукамерных целиков и потолочин являются функцией отношения

$$\frac{H_k}{N \operatorname{tg} \alpha}, \quad (56)$$

где H_k — высота камеры, м;

N — мощность залежи, м;

α — угол падения.

На рис. 325 показано расположение обрушенной руды на горизонтальном днище и лежащем боку при крутом падении залежи. При наклонном падении залежи основная масса обрушенной руды располагается на лежащем боку, что требует проходки специальных улавливающих воронок в породах лежачего бока. В большинстве случаев при проведении подготовительных работ с целью разработки залежей с наклонным падением это учитывается. Примером может служить обрушение междукамерных целиков на руднике «Маррей» в Канаде.

На этом руднике (рис. 326) разрабатывают крепкие и устойчивые руды, содержащие никель и медь. Горизонтальная мощность рудного тела 60 м, угол падения около 50°. Боковые породы крепкие и устойчивые. Специфические условия залегания обусловили необходимость расположения камер, отработанных системой подэтажных штреков, в два, а местами в три ряда вкрест простирания.

Отбитая руда, падая на дно камеры, попадает в воронки, выходящие на штреки скреперования, и доставляется к восстающим. Целики с общим запасом в 2 млн. 120 тыс. т были разбурены из подэтажных выработок. Всего было пройдено для подготовки около 700 м буровых штреков и около 125 м различных вспомогательных горизонтальных выработок. Для обрушения целика пробурили около 1700 м буровых скважин диаметром 50 мм.

Работы по бурению были начаты в мае 1960 г. и закончены в марте 1961 г. Разбуривание целиков происходило вертикальными рядами веерообразно расположенных скважин при л. и. с, равной 1,95 м. Расстояние между концами скважин достигало 3,6 м, расход взрывчатых веществ 0,118 кг на 1 т. Заряжание всех скважин при двусменной работе продолжалось три недели.

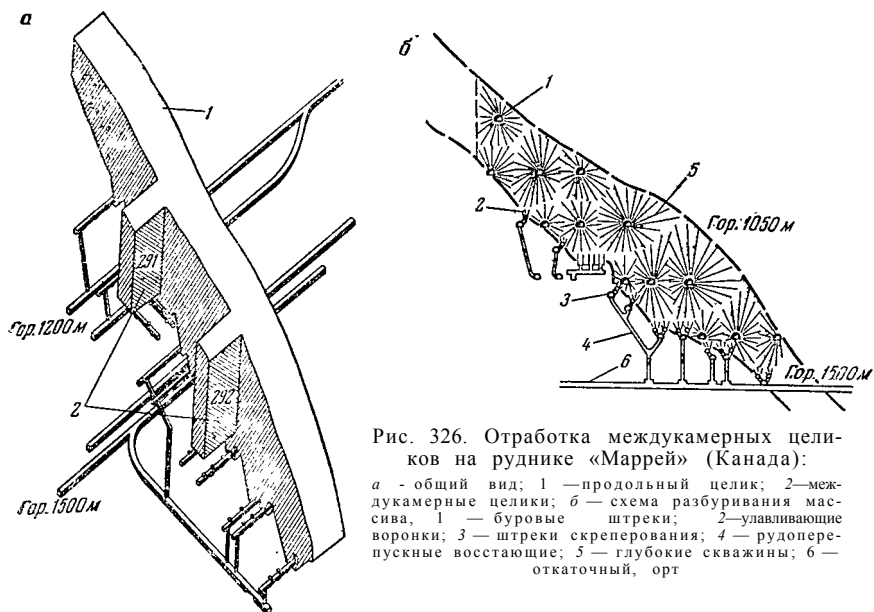


Рис. 326. Отработка междукамерных целиков на руднике «Маррей» (Канада):

a - общий вид; 1 — продольный целик; 2— междукамерные целики; *б* — схема разбуривания массива, 1 — буровые штреки; 2—улавливающие воронки; 3 — штреки скреперования; 4 — рудоперепускные восстающие; 5 — глубокие скважины; 6 — откаточный, орт

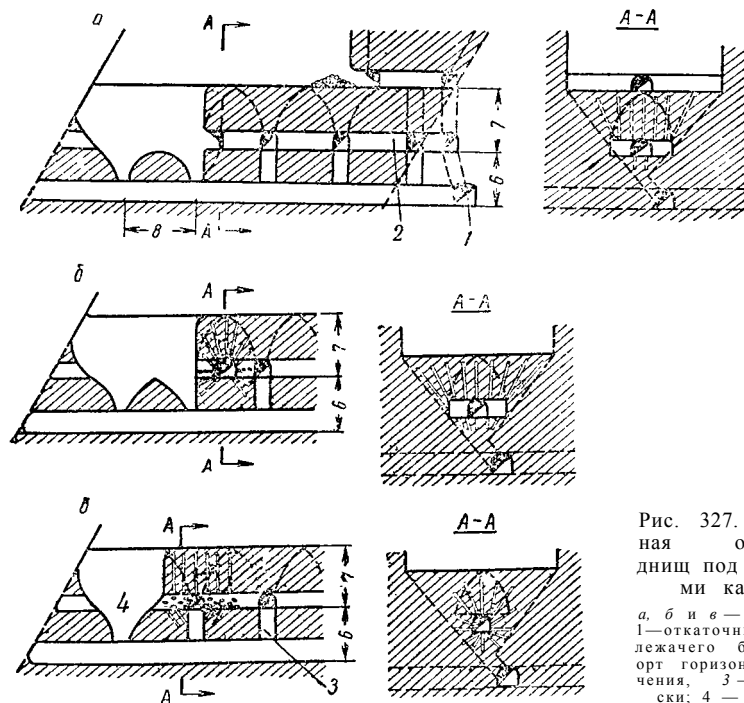


Рис. 327. Частичная отработка днщ под пустотами камер:

a, б и в — варианты; 1—откаточный штрек лежащего бока; 2 — орт горизонта грохочения; 3 — рудоспуски; 4 — воронки

На зарядании было занято 20 человек в каждую смену. При взрывании скважин были применены электродетонаторы. Руда после взрыва имела нормальную кусковатость, что не потребовало больших дополнительных затрат на вторичное дробление.

Отработка днищ. После окончания очистной выемки руды в камере днище может быть частично отработано под пустотой (рис. 327). Этот метод применяют обычно при крепких устойчивых рудах и таких же вмещающих породах. Он весьма эффективен и позволяет снизить величину потерь руды. Однако работы под пустотой камеры сопряжены с опасностью и требуют в каждом отдельном случае специального разрешения горнотехнической инспекции.

§ 2. ОТРАБОТКА МЕЖДУКАМЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ И ДНИЩ ПРИ КРУТОМ ПАДЕНИИ ПОСЛЕ ОБРУШЕНИЯ ПОТОЛОЧИН И ЗАПОЛНЕНИЯ ПУСТОТ КАМЕР ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ, ПЕРЕПУСКАЕМЫМИ С ВЕРХНИХ ГОРИЗОНТОВ

Отработку междукамерных целиков в подобных условиях производят обычно системами слоевого и подэтажного обрушения. Больше распространение имеет система подэтажного обрушения.

Вариант «закрытый веер» системы подэтажного обрушения (рис. 328) применяют при рудах крепостью до 8, а вариант «камера над дучками» — при вязких устойчивых рудах крепостью 8—18. Высоту подэтажа при варианте «закрытый веер» принимают от 10 до 20 м, при варианте «камера над дучками» — до 30 м.

Описание варианта «закрытый веер» системы подэтажного обрушения не приводится, так как его конструкция при отработке междукамерных целиков не отличается от обычного варианта, применяемого для отработки массива.

Необходимо отметить, что наличие боковых контактов с трех сторон обрабатываемой зоны значительно ухудшает условия выпуска руды и обуславливает большее разубоживание, чем при отработке массива. Важное значение имеет сохранение запроектированных размеров междукамерных целиков при отработке камер и проведение подготовительных подэтажных выработок строго по заданному направлению с целью обеспечения безопасности горных работ и полноты выемки руды при отработке междукамерных целиков.

В случае применения варианта «камера над дучками» (рис. 329) особое значение приобретают вязкость и устойчивость руды в связи с оставлением защитных корок для предотвращения засорения руды пустыми породами.

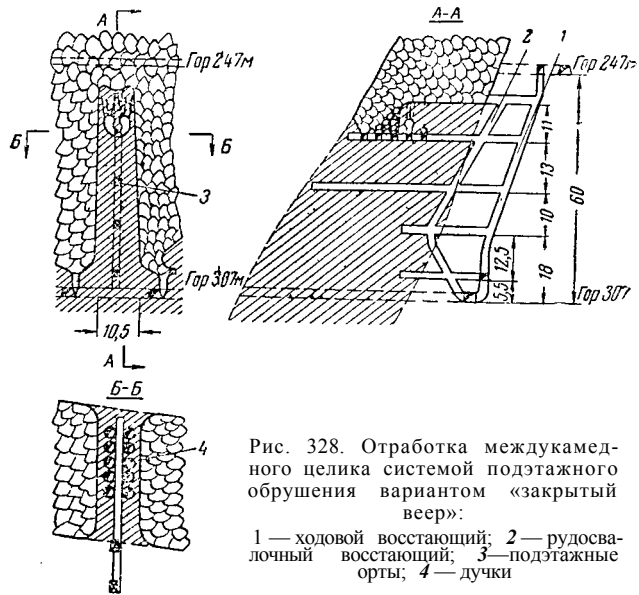


Рис. 328. Отработка междукамедного целика системой подэтажного обрушения вариантом «закрытый веер»:

1 — ходовой восстающий; 2 — рудосвальный восстающий; 3 — подэтажные орты; 4 — дучки

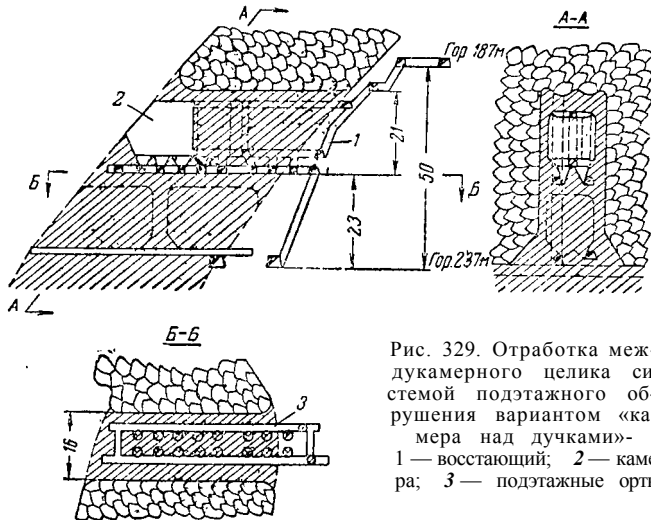


Рис. 329. Отработка междукамерного целика системой подэтажного обрушения вариантом «камера над дучками»:

1 — восстающий; 2 — камера; 3 — подэтажные орты

При отработке междукамерных целиков вышеуказанными вариантами системы подэтажного обрушения состав обрушенных пород, перепускаемых с вышележащих горизонтов, оказывает существенное влияние на технико-экономические показатели отработки междукамерных целиков.

В том случае, если обрушенные породы представляют собой смесь влажной глины с кусками твердых вмещающих пород, они обладают некоторой устойчивостью и позволяют добиться лучших результатов по извлечению, чем в том случае, когда закладываемый материал представлен сыпучими пустыми породами.

Наличие мелких пустых пород (например, песка), свободно проникающих в зазоры между кусками руды, при выпуске усиливает разубоживание.

При заполнении пустот камер обрушенными породами днища камер могут отрабатываться системой подэтажного обрушения — вариантами «закрытый веер» или камерным вариантом.

Первый из этих методов применяют при руде крепостью до 7. При большей крепости используют камерный вариант. Однако выемка руды в этих случаях требует особого надзора ввиду небезопасности работ.

При отработке днищ системой подэтажного обрушения целесообразно осуществлять эти операции до выпуска руды из обрушенных потолочин с целью снижения суммарных потерь.

Очень часто днища камер, как уже было указано выше, обрушают одновременно с потолочинами камер нижележащего этажа. Этот метод более эффективен, однако сопровождается большими потерями руды.

§ 3. ОТРАБОТКА ВРЕМЕННЫХ ЦЕЛИКОВ ПРИ КАМЕРАХ, ЗАПОЛНЕННЫХ ЗАКЛАДКОЙ

Примером выемки потолочин и целиков служит Дегтярский рудник.

В данном случае потолочину и междукамерные целики отрабатывали системой слоевого обрушения. Полевые восстающие проходили в лежачем и висячем боку (рис. 330).

Для обеспечения хорошего проветривания восстающие 1 сбивали подэтажными ортами 2, из которых засекали аккумулярующие штреки 3. Затем из этих аккумулярующих штреков проходили рудоспуски, которые служили для перепуска руды из заходок 4 на аккумулярующий штрек.

Таким образом, добытую в заходках 4 руду скреперовали дважды — по аккумуляющим штрекам и ортам.

Параметры системы были приняты следующие: высота этажа около 60 м; ширина камер 8—15 м; ширина междукамер-

ного целика 6—15 м; толщина потолочины 8—10 м; высота слоя 2,5 м.

При выемке целиков этой системой были достигнуты следующие показатели: производительность труда забойного рабочего 2,5 м³/смену; расход леса на 1 м³ выработанного пространства 0,1 м³; потери руды 5%; разубоживание 5%.

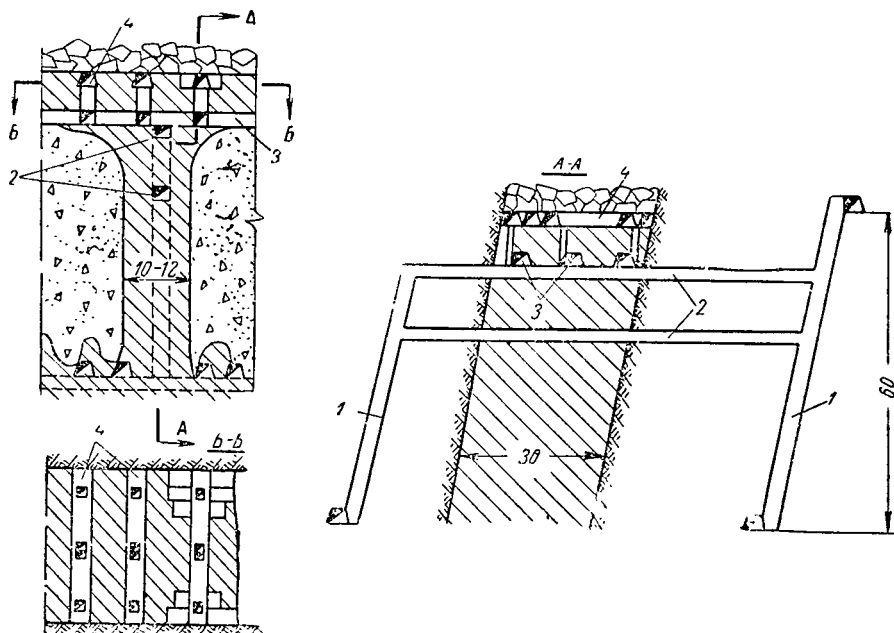


Рис. 330. Выемка потолочины системой слоевого обрушения на Дегтярском руднике

Низкие потери и разубоживание при системе слоевого обрушения в пять-шесть раз меньше, чем при подэтажном, что указывает на целесообразность применения этой системы при разработке ценных руд.

Отработку междуканальных целиков при заполнении камер закладочным материалом можно производить системой слоевого и подэтажного обрушения.

На рис. 331 показан метод отработки междуканальных целиков вариантом системы подэтажного обрушения на одном из медных рудников Урала после отработки камер системой подэтажных ортов и заполнения пустот закладкой. Руда представлена массивным мелкозернистым колчеданом крепостью 7—8. Вмещающие породы — кварцито-серицитовые сланцы средней устойчивости, лежащий бок — хлоритизированные массивные серицитовые сланцы.

Высота подэтажа при отработке целиков системой подэтажного обрушения изменяется от 11 до 8 м, а площадь воронки — от 25 до 35 м².

Расположение шпуров при обрушении подэтажа было принято веерообразным. Одновременно обрушали зону, захватывающую площадь не менее трех воронок. Выпуск чистой руды

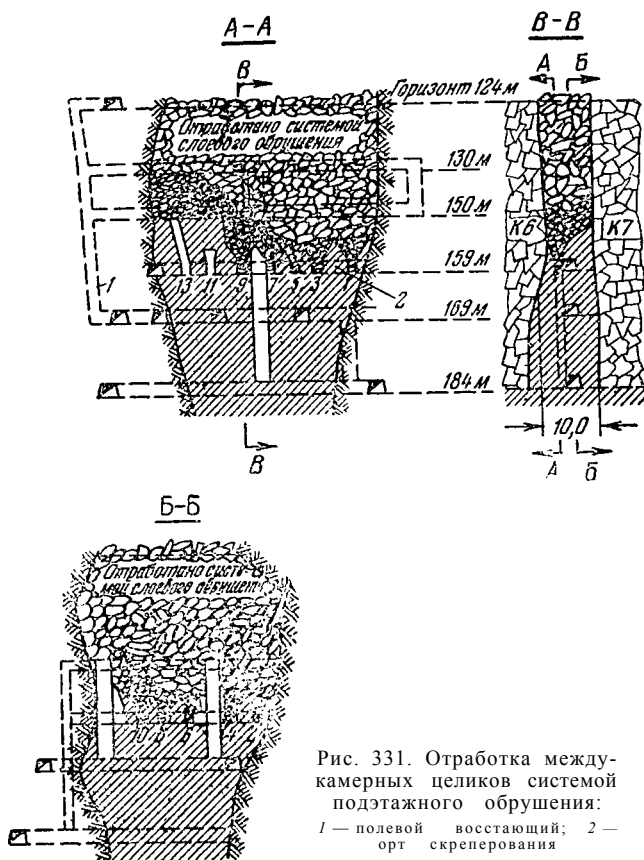


Рис. 331. Отработка междукамерных целиков системой подэтажного обрушения:

1 — полевой восстающий; 2 — орт скреперования

до начала разубоживания колебался от 40 до 60%. Среднее разубоживание по блоку составляло 10,2%. Такая низкая величина разубоживания объясняется тем, что обрабатываемые камеры были заполнены смесью шлака и глины.

При ведении работ в этом блоке установлена целесообразность увеличения высоты подэтажа до 15 м. Важную роль при отработке междукамерных целиков имеет закладка пустот камер. Применение смеси глины и кварцита на руднике «Дубовая Балка» в Криворожском бассейне позволило с большой

эффективностью вести отработку междукамерных целиков не только вариантом системы подэтажного обрушения «закрытый веер», но даже вариантом «камера над дучкой» без оставления каких-либо рудных защитных корок со стороны отработанных камер.

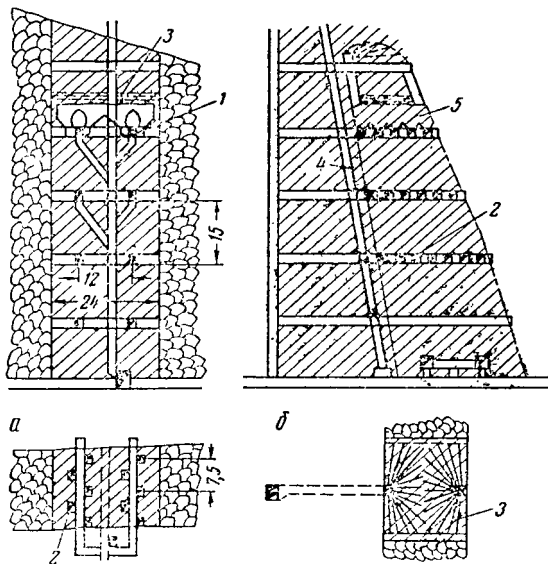


Рис. 332. Отработка междукамерных целиков системой подэтажного обрушения на руднике «Флин-Флон»:

a — план горизонта скреперования; *б* — план бурового горизонта; 1 — орты скреперования; 2 — выпускные дучки; 3 — глубокие скважины; 4 — хозяйственный восстающий; 5 — подсечка

Устойчивость стенок такой камеры, представленной закладкой, была настолько велика, что отработку можно было вести без оставления рудных корок у стенок камеры при высоте подэтажа порядка 15—20 м.

В некоторых случаях оставляемая рудная потолочина сохраняла устойчивость за счет прочной связи ее с закладкой.

На руднике «Флин-Флон» после отработки и закладки камер подготовку целиков производили проходкой ходовых восстающих в лежачем боку залежи и восстающих для перепуска руды на контакте с рудным телом. Целики шириной 24 м обрабатывали системой подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими горизонтальными скважинами. Для этого в междукамерном целике на четырех подэтажах проводили по два подэтажных орта на расстоянии 12 м между осями (рис. 332). После проведения подэтажных ортов из них засекали расположенные в шахматном порядке дучки через 7,5 м друг от друга.

Скважины после горизонтальной подсечки бурили из специальных восстающих. Диаметр скважин 37 мм. Л. н. с. принимали 1,2—1,5 м, расстояние между концами скважин 2,7 м. После образования подсечки в устойчивых целиках руду отбивали полойно, при неустойчивой руде после образования подсечки взрывали все ряды скважин одновременно.

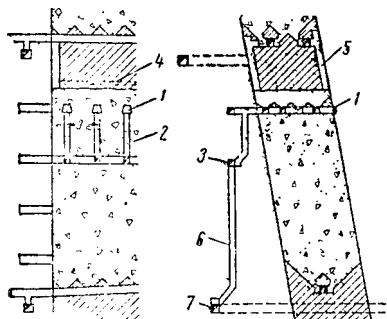


Рис. 333. Отработка потолочин на руднике «Флин-Флон» (Канада): 1 — орт скреперования; 2 — рудопуски; 3 — аккумулярующий штрек; 4 — глубокие скважины; 5 — буровой восстающий; 6 — рудоперепускной восстающий; 7 — откаточный штрек

При взрывании применяли 40%-ный динамит. Выпуск отбитой массовым взрывом руды вели по плануграмме. Доза выпуска руды 150 т.

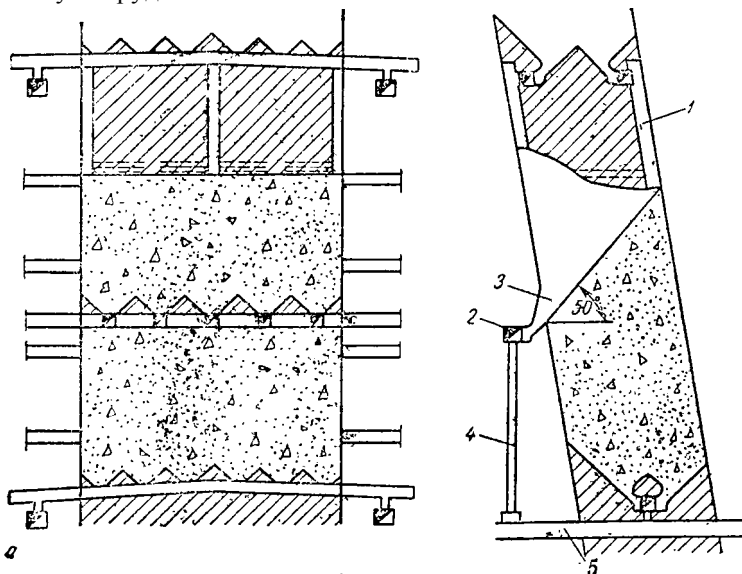


Рис. 334. Отработка потолочины с доставкой отбиваемой руды по наклонной поверхности закладки (рудник «Флин-Флон»): 1 — буровой восстающий; 2 — штрек скреперования; 3 — рудоулавливающие восстающий; 5 — откаточный орт

воронки; 4 — рудоперепускной восстающий

В табл. 50 приводятся данные об отработке двух вертикальных целиков таким способом.

Таблица 50

Технико-экономические показатели отработки междукламерных целиков на руднике «Флин-Флон» (Канада)

Междукламерные целики	Размеры целика, м			Общий запас руды, т	Система разработки	Добыто руды						Технико-экономические показатели			
	высота	ширина	длина			из подготовительных и нарезных работ		из очистных работ		всего добыто из запаса		общее число скважин	общая глубина скважин, м	выход руды с 1 м скважины, т	расход ВВ, кг/т
						т	%	т	%	т	%				
Целик Д - Е	75	18	12	90 000	Под этажное обрушение с отбойкой руды горизонтальными скважинами	10 000	11	70 000	78	80 000	89	1270	11 010	8,2	0,11
Целик 63—64	90	30	18	170 000		—	—	—	—	200 000	118	1235	15 000	11,3	0,09

Потолочины между камерами, заполненными закладкой, обрабатывали так, как показано на рис. 333. Подготовительные работы заключались в проходке рудосвалочных восстающих и ортов, закрепленных усиленными крепежными рамами. Руду потолочины отбивали, аналогично предыдущему, горизонтальными рядами скважин, пробуриваемых веерообразно из восстающих. Отбитая руда, улавливаемая воронками днища, поступала в орты скреперования и доставлялась скрепером до рудоперепускного восстающего.

Благодаря тому, что над ортами горизонта выпуска оставляли слой закладочного материала около 3 м, эти выработки не разрушались падающей рудой.

В некоторых случаях обработку потолочин при неполностью заложённых камерах обрабатывали так, как показано на рис. 334. Подготовительные работы заключались в проходке восстающих для перепуска руды, подэтажных штреков в лежащем боку и улавливающих воронок. Руда, отбиваемая взрывом горизонтальных рядов скважин, скатывалась по закладочному материалу к лежащему боку и через пройденные воронки попадала в подэтажный штрек, откуда скрепером доставлялась к восстающему. В табл. 51 приведены технико-экономические показатели обработки потолочин на руднике «Флин-Флон» (Канада).

Таблица 51
Обработка потолочин на руднике «Флин-Флон» (Канада)

Наименование потолочин	Размеры потолочин, м			Общий запас руды, т	Система разработки	Всего добыто из запаса	
	высота	ширина	длина			т	%
Потолочина под дном карьера	24	30	270	630 000	Подэтажное обрушение с отбойкой руды глубокими горизонтальными скважинами	625 000	99
Потолочина 63	15	21	66	110 000	То же	108 000	97

§ 4. ЛИКВИДАЦИЯ ПУСТОТ

Пустоты, образующиеся при обработке камер системой подэтажных штреков, должны быть ликвидированы после окончательной очистной выемки во избежание аварий и несчастных случаев, которые могут иметь место в результате самообруше-

ния потолочины камер или вмещающих пород. При внезапном обрушении руды и пород всяческого бока возможно разрушение выработок днища. Значительную опасность при самообрушении потолочин представляет воздушный удар, сущность которого заключается в том, что породы самообрушающейся потолочины или всяческого бока выталкивают воздух из объема камеры в выработки, прилегающие к последним. В результате мгновенного протекания процесса, обусловленного временем свободного падения руды или пустых пород, заключенный в пустоте воздух

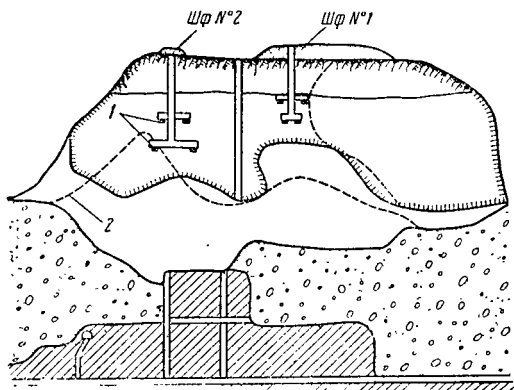


Рис. 335 Ликвидация пустоты слепой залежи шахты им. 1 Мая.

1 — минные заряды; 2 — контур обрушенных взрывом пород

объемом иногда в несколько сотен тысяч кубических метров выталкивается в выработки небольшого сечения с большой скоростью и давлением. При воздушных ударах значительной силы разрушаются крепь выработок, кабельная сеть, трубопроводы и вентиляционные перемычки. Все предметы, находящиеся в выработках, в том числе и груженные вагонетки, перемещаются на значительные расстояния.

Воздушные удары опасны для жизни горнорабочих, находящихся в выработках.

Образованные в результате очистных работ пустоты могут быть погашены заполнением их закладочным материалом, что требует принятия соответствующих мер предосторожности при расположении выработок, по которым его доставляют. Закладка камер, требующая обычно значительного времени, допустима только при устойчивых рудах и вмещающих породах из соображений безопасности горных работ и производится или обрушением потолочин и перепуска пустых пород с вышележащих этажей или обрушением толщи перекрывающих пустых пород минными зарядами (пустоты, образованные при отработке слепых залежей при небольшой глубине разработки — до 50—70 м) (рис. 335).

В данном случае их применение является весьма целесообразным, так как значительная кусковатость обрушенных пород, налегающих на руду, является благоприятным фактором для снижения потерь и разубоживания руды.

Обычно при таких взрывах л. н. с. принимают от 15 до 30 м.

Суммарная величина зарядов ВВ в зависимости от горно-технических условий изменяется от 100 *t* и более.

Если образованная в результате отработки слепой залежи пустота расположена на большой глубине, обрушение вмещающих пород вплоть до поверхности нецелесообразно.

В этих случаях производят частичную подрывку вмещающих пород, отделяя пустоту от рудного массива толщиной разрыхленных пустых пород.

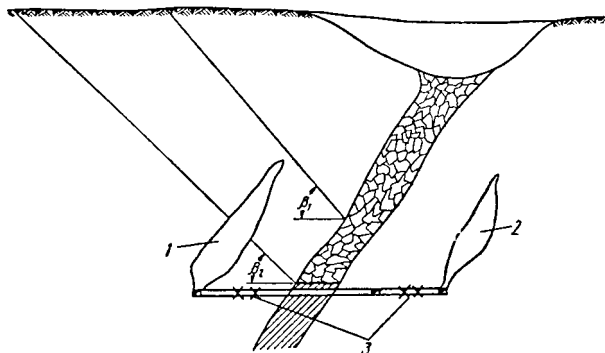


Рис. 336. Изоляция пустот, образованных при отработке параллельных залежей:
1 и 2 — пустоты; 3 — перемычки

При этом безопасность работ на нижележащем этаже гарантирует наличие толщи пустых пород над рудным массивом. Толщина так называемой подушки должна быть равна мощности залежи, однако при этом следует иметь в виду, что высота подушки 30 м вполне гарантирует безопасность горных работ при любой мощности залежи и достигается изолированием пустот от выработок шахты надежными перемычками без заполнения их пустыми породами.

Так, пустоты, образованные при отработке параллельных слепых залежей (рис. 336), находящиеся в висячем или лежащем боку по отношению к основному простиранию, можно изолировать надежными перемычками. При последующем понижении горизонта очистной выемки пустоты, находящиеся в висячем боку, попадают в зону обрушения и заполняются пустыми породами без всяких затрат

Глава XXI • СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Специальные способы добычи полезных ископаемых основаны на их растворении, расплавлении, возгонке и выщелачивании на месте залегания.

При растворении в воде и переходе под действием температуры из твердого в жидкое или газообразное состояние завершающим процессом извлечения ископаемого является обратный процесс — выпаривание (соль), охлаждение (сера), конденсация (ртуть), осаждение (меди из растворов).

Специальные способы добычи полезных ископаемых применяются в тех случаях, когда использование широко известных методов является нерентабельным или невозможным ввиду специфических условий залегания.

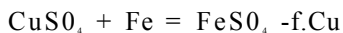
§ 1. МЕТОДЫ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Метод выщелачивания применяют с XVI столетия после того, как было установлено, что медь, содержащаяся в кислых рудничных водах, может быть легко осаждена из раствора железом.

С 1935 г. осаждение меди из рудничных вод широко внедрено, на рудниках СССР. В настоящее время почти на всех медных рудниках, в подземных водах которых содержится медь, применяют этот метод.

Содержание меди в шахтных водах в виде CuSO_4 достигает довольно значительной концентрации (до 3—5 г/л) и в среднем составляет не менее 1—2 г/л. При большой водообильности количество содержащейся в воде меди, безвозвратно и бесполезно теряемое многими рудниками, достигает сотен и тысяч тонн в год.

Процесс извлечения (цементация) сернокислой меди из водных растворов прост и дешев. Медь осаждается из раствора железом по реакции



в виде так называемой цементной меди.

Процесс осаждения производят в особых желобах, по которым шахтная вода, содержащая медь, протекает непрерывно^

соприкасаясь с железом, или в чанах, наполнение и слив которых происходят периодически.

Наилучшим осадителем меди—скрапом — считаются губчатое железо, обрезы трансформаторного железа и стружка. Реакция вытеснения меди из раствора железом происходит сравнительно медленно, поэтому чем длиннее путь, который проходит раствор в желобах, соприкасаясь с железом, или чем продолжительнее время реакции в чанах, тем полнее извлечение меди.

Цементную медь из желобов или чанов выгружают систематически через определенные промежутки времени. В зависимости от качества скрапа, состава шахтных вод и постановки процесса цементации в целом цементная медь содержит в среднем от 50 до 70% чистой меди и 30—50% железа и других примесей. Извлечение меди из раствора составляет при правильном ведении работ не менее 90% и достигает при хороших условиях 99%.

После высушивания цементная медь направляется для переплавки на завод. Особенно вредными, снижающими извлечение и ухудшающими качество цементной меди, являются илистость воды и наличие в ней сульфата окиси железа $Fe_2(SO_4)_3$.

Расход скрапа составляет в среднем 1,2 кг железа на 1 кг извлеченной меди.

Простота и экономичность добычи меди из шахтных вод обусловили применение выщелачивания в качестве специального способа разработки месторождений медных руд.

Из минералов, содержащих медь, легче всего растворяется халькозин Cu_2S . Под действием сульфата окиси железа сначала образуется ковеллин CuS , который растворяется во вторую очередь. Первая стадия растворения халькозина длится около 3 месяцев, а растворение ковеллина в течение 2—3 лет при температуре от 40 до 80° С. Второе место по скорости растворения занимает борнит Cu_2SFS_3 . Труднее всего растворяется халькопирит $CuFeS_2$. Скорость его растворения увеличивается при измельчении и повышении температуры.

Для разработки рудных месторождений методом выщелачивания необходимы следующие условия:

- 1) растворимость рудного минерала или соли металла в воде или слабом растворе кислоты (щелочи);
- 2) проницаемость рудной массы для растворителя — наличие трещин, раздробленность рудной массы и возможность равномерного ее омыwania растворителем;
- 3) отсутствие (или возможность устранения) каналов, позволяющих растворителю протекать по одному произвольному руслу, не оmyвая всей рудной массы;
- 4) желательно, чтобы раствор от места растворения до места осаждения металла протекал самотеком и самотеком же удалялись отработанные воды, из которых металл извлечен.

Из металлов, которые удовлетворяют первому условию и могут извлекаться из руды выщелачиванием в промышленном масштабе, является медь. Руды других металлов (например, свинца, цинка, никеля и др.) обладают недостаточной растворимостью в слабом растворе серной кислоты, и вопрос о возможности их разработки методом выщелачивания находится пока в стадии изучения.

В качестве объектов для разработки методом выщелачивания могут быть использованы: а) медные месторождения, непригодные для обычных методов разработки вследствие слишком бедного содержания металла или неблагоприятных естественных условий; б) аварийные участки с невыпущенной, но раздробленной рудой; участки, заброшенные вследствие происходящего в них горения руды; участки с оставленными рудными целиками, которые не могут быть отработаны обычными методами; в) старые выработанные рудники с неполно извлеченной рудой; г) отвалы пород на поверхности, содержащих медь.

Объекты эти весьма многочисленны и открывают перед способом выщелачивания в СССР широкие перспективы.

Для выщелачивания наиболее приемлемы крутопадающие месторождения большой мощности.

Разработка месторождения системой с обрушением наиболее благоприятна, так как разрыхление рудной массы способствует проникновению растворов. Для успешного выщелачивания важно создать условия окисления сульфидных минералов под влиянием рудничного воздуха и воды.

В большинстве случаев для орошения используются вода и слабые растворы серной кислоты.

Работами ученых в СССР и за рубежом доказано, что микробиологические процессы способствуют извлечению металлов из бедных руд, ускоряя процессы выщелачивания. Так, бактерии, выделенные из кислотных потоков отвалов на одном из рудников «Юта» (США), в 10—20 раз увеличивают скорость окисления пирита в легко растворимые сульфаты железа и серную кислоту.

Бактерии, способствующие выщелачиванию, очень жизнеспособны и могут существовать в широком диапазоне температур.

Стимулирование деятельности бактерий достигается добавлением азота в форме аммиачной селитры и серы.

На рис. 337 показана схема движения воды при искусственном подземном выщелачивании меди на Зюзельском руднике. Шахтную воду подавали в скважины, пробуренные через 5—10 м в пределах участка, намеченного к разработке.

Скважины бурили на глубину около 50 м с таким расчетом, чтобы они не достигали выработанного пространства.

За период опытных работ (произведенных институтом

Унипромедь) на орошение поступило 12 тыс. m^3 воды. После выщелачивания раствор содержал 1,5—2 г меди в 1 л.

Приведем описание одного из успешных примеров применения метода выщелачивания на ранее разрабатываемом обычным методом медном месторождении.

Месторождение представляет собой пластообразную залежь мощностью до 100 м и углом падения 50° . Рудные минералы — пирит и халькозин, содержание меди в руде — от 0,8 до 1%.

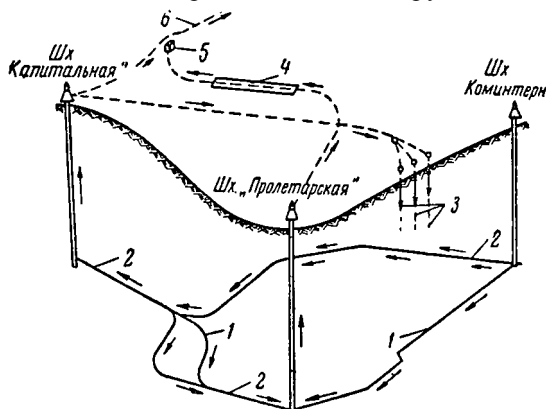


Рис 337. Схема движения воды при искусственном подземном выщелачивании меди на Зюсельском руднике:

1 — штреки горизонта 96 м; 2 — квершлагги горизонта 96 м; 3 — скважины орошения; 4 — цементная установка; 5 — установка нейтрализатора; 6 — сброс шахтных вод

До глубины 335 м от поверхности месторождение было вскрыто штольней и первоначально разрабатывалось системой этажного обрушения, однако содержание металла в руде оказалось недостаточным и рудник был закрыт. За время работы очень много руды было обрушено, но она осталась не выпущенной. Общий запас оставшейся руды оценивался примерно до 40 млн. т при среднем содержании меди 0,88%.

На поверхность обрушенного участка подавалось около $6 m^3$ воды в минуту, откуда она, омывая рудный массив и старые выработки и обогащаясь медью в виде $CuSO_4$, спускалась на штольню. В штольне было установлено два желоба сечением 800×800 мм, длиной около 0,5 км, с уклоном в сторону устья 0,5%. Желоба имеют двойное дно, верхнее ложное дно располагается на 425 мм над основным и состоит из секций деревянных решеток с квадратными отверстиями размером 6 мм. Скрап укладывается на ложное дно.

Осажденная цементная медь скопляется на нижнем дне и выгружается один — пять раз в месяц.

Содержание меди в воде 0,2%, извлечение достигает 97%. Содержание металлической меди в цементной меди до 80—90%. Расход железного скрапа 1 кг на килограмм извлеченной меди. Годовая добыча составляла до 3000 т металлической меди. Полная стоимость 1 кг меди в несколько раз ниже, чем при обычных методах разработки и плавки.

Высокий экономический эффект выщелачивания на данном руднике объясняется особо благоприятными условиями, хорошей раздробленностью и растворимостью руды и, что не менее важно, наличием естественного стока воды и отсутствием расходов по ее откачке на поверхность.

Применение выщелачивания в сочетании с микробиологическими процессами является весьма перспективным методом увеличения добычи меди из ранее разрабатывавшихся месторождений, а также при разработке бедных руд. В последнее время за рубежом разработаны проекты применения выщелачивания для первичной разработки бедных медных месторождений.

§ 2. ДОБЫЧА СОЛЕЙ РАСТВОРЕНИЕМ

Добыча рассолов, из которых при последующем выпаривании получают соль, может производиться:

- а) через скважины, пробуренные с поверхности;
- б) растворением соли в подземных горных работах, используя специально пройденные для этой цели выработки.

Первый способ добычи соли имеет ряд существенных недостатков, к числу которых относятся: стихийность протекания процесса, управлять которым невозможно; обвалы поверхности, происходящие в связи с образованием пустот; аварии скважин, число которых возрастает с увеличением их глубины; низкий коэффициент использования месторождения (до 5—10%); загрязнение рассолов.

Подземная добыча солевых растворов требует проведения специальных работ по вскрытию и подготовке месторождения. Получение солевых растворов производится путем образования (вымывания) камер в массиве соляного месторождения. Между камерами оставляются целики, предохраняющие поверхность от обрушения.

Подземная добыча солевых растворов может производиться следующими способами:

- нагнетанием воды через специальные скважины, растворяющие соль в пределах камеры заданных размеров;
- путем насыщения раствора, заполняющего подготовительные выработки, пройденные в камере, намеченной к отработке.

В первом случае после проходки подготовительных выработок, расположенных в кровле будущих камер (см. рис. 338, а), бурят нисходящие скважины по оси подготовительных выработок

диаметром 112 мм на глубину до 4 м. Затем после установки и цементации обсадных труб продолжают бурение скважин диаметром 66 мм на глубину, равную полной высоте камер, намеченных к отработке.

В образованные таким путем скважины опускают трубы диаметром 25 мм. Вода, нагнетаемая в скважины, растворяя соль, поднимается по кольцевому зазору и благодаря специальному соединению труб (рис. 338, б) последовательно оmyвает все скважины, пробуренные в соседних камерах, достигая желаемой степени насыщения.

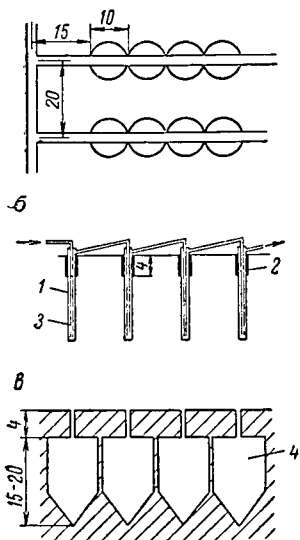


Рис. 338. Подземная добыча рассолов через скважины:

a — подготовительные выработки; *б* — схема нагнетания воды в скважины; *в* — очистные работы; 1 — скважины диаметром 66 мм; 2 — обсадная труба; 3 — труба диаметром 25 мм; 4 — камеры, в которых происходит растворение соли

очистная выработка в виде камеры (рис. 338, в). В силу специфического характера растворения солей дно камер приобретает коническую форму.

Второй метод получения солевых растворов несколько отличается от вышеописанного. В качестве примера приведем описание одной из действующих шахт.

Для разработки пласта соли мощностью 60 м, залегающего горизонтально, пройдены ствол шахты и основной штрек по месторождению. От основного штрека через каждые 260 м засекают панельные штреки шириной 2,5—3,5 м (рис. 339).

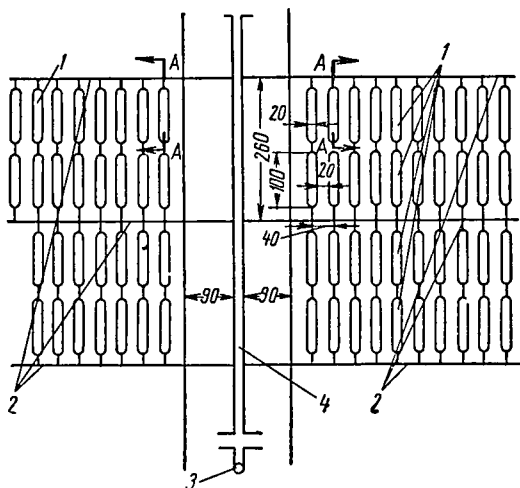


Рис. 339. Подземная добыча солевых растворов:

1 — камеры; 2 — панельные штреки; 3 — ствол шахты; 4 — основной штрек

В результате циркуляции растворов образуются пустоты цилиндрической формы, при пересечении которых в процессе растворения соли образуются

От панельных штреков проходят квершлагги сечением $2,5 \times 2,2$ м. Расстояние между осями квершлаггов 40 м. Высота этажа 18 м. Работы ведут одновременно на четырех этажах. Квершлагги проводят на всех четырех горизонтах по одной оси, пробуравив затем скважину, соединяющую между собой все квершлагги.

Все четыре действующих этажа имеют сообщение со стволами шахт — эксплуатационным и вспомогательным слепым стволом. Путем размыва скважины расширяют до диаметра 1,2 м, превращая их в восстающие. Между этажами проводят из восстающих соляные орты сечением $4 \times 2,5$ м на длину 90 м.

Проведению соляных ортов предшествует установка в восстающем железобетонных перемычек 1 (рис. 340), снабженных трубами 2 выше каждого квершлагга 3. После проведения соляного орта на полную длину камеры (90 м) делают вруб 4 высотой 8,5 м с помощью брызгал 5. От сделанного вруба после установки трубы длиной 8 м с дюзами через каждые 0,5 м образуют обратным ходом щель по всей длине орта, нагнетая воду под давлением 2,5 ат. Расход воды около 6 л/мин, среднемесячная скорость проходки 8 м. Нерастворенный осадок остается на поч-

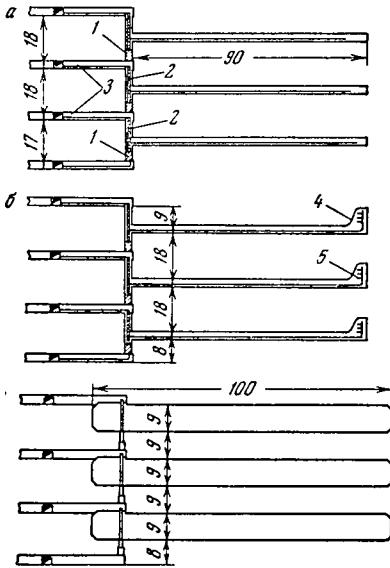


Рис. 340. Схема отработки блока:
а — подготовительные работы; *б* — начало растворения соли; *в* — окончание отработки блока

ве выработки, а рассол по канаве направляют в восстающий. После образования врубовой щели соляные орты заполняют водой так, чтобы уровень воды не доходил до кровли щели. Насыщение воды солью в начальный период отработки происходит за 10—14 суток. В дальнейшем в связи с увеличением размеров камер насыщение воды солью до содержания около 300 г/л продолжается три недели. Максимальное количество раствора, которое может дать одна камера, если использовать чистую воду, составляет 50 тыс. м³.

Чистая вода подается с поверхности. Размеры камеры: длина 100 м, ширина 20 м, высота 9 м. Размеры целиков: ширина 20 м, высота потолочины 9 м. Между торцами камер оставляется невыработанное пространство около 30 м.

На одной из шахт производительностью 8000 тыс. м³ рассола в год при концентрации 310 г/л находились в работе 132 камеры, в подготовке — 30.

При этом методе добычи рассола использование месторождения составляет 15%, что несколько выше, чем при скважинах, пробуриваемых с поверхности для получения рассола.

§ 3. ПОДЗЕМНАЯ ГИДРОДОБЫЧА РУД

За последние годы на предприятиях Советского Союза и за рубежом получает распространение подземная гидродобыча, угля и руды. При этом методе отбойка, доставка и транспортирование полезного ископаемого на поверхность могут осуществляться непрерывно.

Процесс добычи полезного ископаемого заключается в отбойке его с помощью гидромонитора, к которому вода подается под давлением 100—150 ат. На рис. 341 показан гидромонитор, установленный в забое. Насадка служит для подачи струи воды на забой. Вода поступает к насадке по трубам, присоединяемым к специальной магистрали. Гидромонитор устанавливают над желобом для того, чтобы отбитые струей уголь или руда могли смываться. Отбитые струей монитора руда или уголь по металлическим желобам направляются к специальным дробилкам, где после обезвоживания происходит их дробление до размеров кусков 40—50 мм, а затем подъем на поверхность с помощью специальных насосов по трубам.

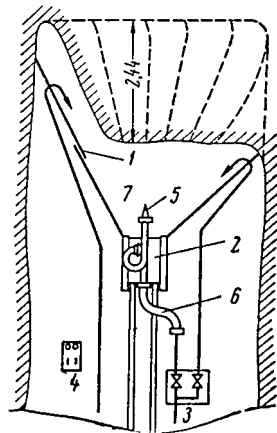


Рис. 341. Установка гидромонитора в забое: 1 — выдвигаемая заградительная перемычка; 2 — гидромонитор, установленный над желобом; 3 — заблокированные клапаны; 4 — пульт управления; 5 — насадка; 6 — трубы; 7 — желоб

На поверхности добытое полезное ископаемое гидротранспортом подается к обогатительной фабрике.

До Великой Отечественной войны в СССР гидравлический метод добычи марганцевых руд использовали на рудниках Никополь-Марганцевого бассейна. В процессе опытных работ была установлена его высокая эффективность, но одновременно с этим были выявлены недостатки, заключающиеся в больших потерях полезного ископаемого из-за несовершенства технологического процесса добычи и оседания наиболее богатых руд на почве пласта.

В настоящее время подземный гидравлический способ добычи гильсонита применяют в США на опытном руднике. Крутопадающая жила гильсонита мощностью от 1,8 до 6,7 м разрабаты-

вается на глубине 600 м. Выемку ведут (рис. 342) сверху вниз слоями высотой 3,6 м. При разработке оставляют 9-метровую потолочину через каждые 100 м по падению. Через каждые 15 м устанавливают распорки, на которые укладывают решетчатый настил. На рис. 342 стрелками показано направление потока гильсонитовой пульпы к стволу шахты. Для возможности самоотечного гидротранспорта выемочные слои проходят под углом $2,5^\circ$ к горизонту.

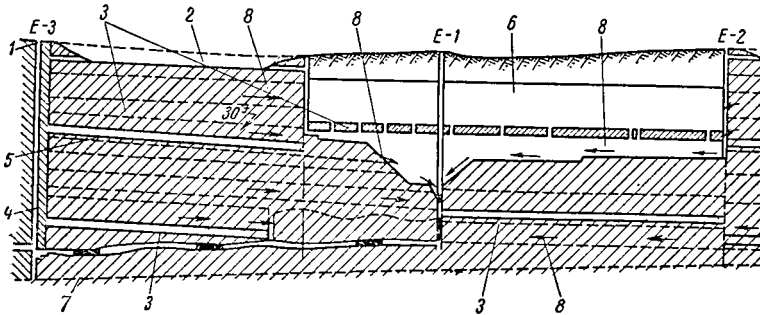


Рис. 342. Схема вскрытия, подготовки и очистной выемки на гильсонитовом руднике:

1 — главный ствол; 2 — участок, оработанный открытым способом; 3 — предохранительный целик толщиной 9 м; 4 — околоствольный целик; 5 — первый слой под предохранительным целиком; 6 — участок, оработанный подземным способом; 7 — нижняя граница промышленной руды; 8 — направление потока гильсонитовой пульпы к главному выдачному стволу E-3 (показано стрелками)

Отбойку производят специальной гидромониторной установкой на гусеничном ходу. Давление воды, подаваемой к гидромонитору, 140 ат. Гидромониторная установка имеет две насадки диаметром по 6,35 мм. Производительность ее 300 м³ гильсонита в смену. После отбойки пульпа по канавке 0,3X0,3 м поступает к восстающему и по трубопроводу передается на основной горизонт, затем по специальному желобу пульпа транспортируется к подъемному стволу. Отбитую руду дробят до размера 19 мм и специальными насосами подают на поверхность.

Из поверхностного резервуара емкостью 900 м³ пульпу подают на завод, расположенный в 115 км от рудника. Мощность насоса 300 л. с, давление 155 ат, диаметр трубопровода 152 мм, производительность 1500 л пульпы в минуту, или 700 т гильсонита в сутки. Пульпа содержит 40% твердого материала.

В настоящее время горная промышленность не располагает еще гидроустановками, позволяющими осуществлять отбойку металлических руд даже средней крепости. В связи с этим гидравлический метод может получить распространение только после достаточного развития техники.

§ 4. ДОБЫЧА СЕРЫ ВЫПЛАВКОЙ НА МЕСТЕ ЗАЛЕГАНИЯ

При этом методе добычи серы на участке, намеченном к эксплуатации, бурят через 30—60 м скважины большого диаметра, пересекающие породы (часто известняки), содержащие самородную серу.

В верхнюю часть скважины (рис. 343) вводится обсадная труба диаметром 250 мм и затем на полную глубину скважины — труба диаметром 200 мм. Эту трубу на участке пород, содержащих серу, снабжают отверстиями.

Кроме того, в скважину вводят еще две трубы, не достигающие дна скважины, одна из которых имеет диаметр около 150 мм, а другая — 32 мм.

По трубам большого диаметра (точнее по кольцевому пространству между трубами 250 и 150 мм) в скважину подается под давлением 10—15 ат вода, имеющая температуру около 140° С. Выходя из трубы через отверстия в нижней части горячая вода проникает в трещины и расплавляет серу. Так как расплавленная сера имеет больший удельный вес (2,05—2,07 г/см³), чем вода, она, стекая, собирается в нижней части скважины. Подаваемый по трубе диаметром 32 мм горячий воздух смешивается с расплавленной серой. Образованная воздушная смесь, имеющая удельный вес около 1 г/см³, по принципу эрлифта поднимается на поверхность по кольцевому пространству между трубами диаметром 150 и 32 мм.

При таком методе добычи серы производительность каждой скважины составляет около 350 т чистой серы (94,99%) в сутки. Извлечение серы из продуктивной толщи составляет 25—30%.

Обычно участки, намеченные к разработке через скважину, оконтуривают путем нагнетания через серию вспомогательных скважин глинистой пульпы. Такое мероприятие вызывается

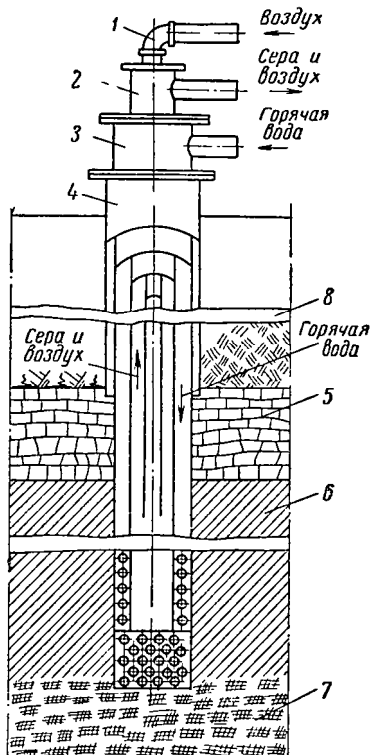


Рис. 343. Скважина для возгонки серы:

1 — воздушная труба диаметром 32 мм; 2 — труба для серы; 3 — труба для горячей воды; 4 — обсадная труба диаметром 250 мм; 5 — непродуктивные породы кровли; 6 — формация, содержащая серу; 7 — формация, не содержащая серу и ангидрит; 8 — рыхлые отложения

необходимостью сокращения расхода тепла и повышения извлечения серы.

Подобным методом, известным в литературе как метод Фраша, разрабатывается месторождение серы в Мексиканском заливе, удаленное на 12,5 км от берега.

Метод расплавления серы с последующим подъемом ее по трубам на поверхность по сравнению с подземными горными работами безопаснее и экономичнее. Недостатком его являются большие потери при эксплуатации.

§ 5. ПОДЗЕМНАЯ ВОЗГОНКА СУБЛИМИРУЮЩИХ ВЕЩЕСТВ

Некоторые вещества под действием температуры способны переходить из твердого состояния в газообразное, минуя жидкую

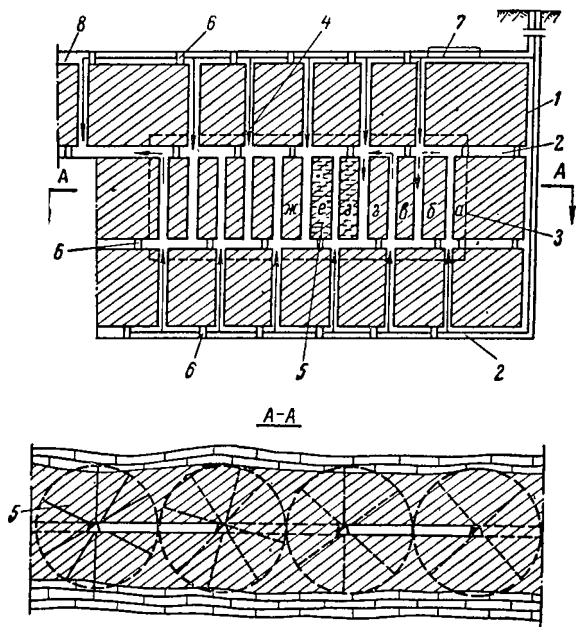


Рис. 344. Схема подготовки и отработки месторождения путем сублимации рудных минералов

фазу. Таким свойством обладают следующие сублимирующие минералы: реальгар AsS (температура возгонки $327^{\circ}C$), аурипигмент As_2S_3 , антимонит Sb_2S_3 , теллурид TeO_2 (температура возгонки $450^{\circ}C$) и др.

Один из способов добычи ртутных руд с использованием сублимации приведен на рис. 344. Рудный массив, подлежащий разработке, подготовлен стволом 1 и рядом горизонтальных

и восстающих выработок. В штреках 2 установлены бутобетонные перемычки 6, благодаря чему струя воздуха, проходя по выработкам подготовленной к разработке панели 3, движется зигзагообразно, то поднимаясь (по восстающему а), то опускаясь (по восстающему б), пока не достигнет вентиляционной выработки 8 и далее — поверхности. На пересечении с восстающими в штреках устанавливают форсунки 4, к которым подводятся по магистральным трубопроводам 7 горючее и воздух. Из восстающих предварительно пробуриваются круговые веерообразные скважины 5, в которых взрывают заряды камуфлета с целью образования зоны трещиноватости. Сжигая в форсунках дешевые сорта топлива и создавая в блоке, подлежащем разработке, постоянное разрежение, добиваются перехода ртути в парообразное состояние.

В штреках устанавливают вентиляционные двери для избежания утечек паров ртути. Свежий воздух, который подается в зону обжига, предварительно пропускается через участок, ранее находившийся в работе, и, проходя ломаный путь по восстающим а, б, в, г, воздух нагревается. Горячие газы и пары ртути, проходя ломаный путь г, д, е, ж, конденсируются на стенках выработок, затем снова возгоняются по мере включения в работу следующих панелей, пока не достигают специальных выработок или конденсатора на поверхности. Контроль за ходом процесса и его регулировка происходят при дистанционном управлении.

Глава XXII * ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ СРАВНЕНИЕ И ВЫБОР СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

§ 1. ВЛИЯНИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ НА ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ РУДНИКА И ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Выбор системы разработки и ее конструктивных элементов является исключительно сложной задачей, которую решают как при проектировании нового рудника, так и на действующих рудниках.

От применяемой системы разработки зависят основные технико-экономические показатели работы рудника и горного предприятия в целом: производительность труда горнорабочего; стоимость добычи руды; величина потерь и разубоживания руды при добыче; стоимость переработки руды и полнота извлечения полезных компонентов в процессе переработки; размер добычи руды и в итоге — производственная мощность горного предприятия по конечной продукции, а также сумма прибыли и рентабельность предприятия.

Безопасность труда горнорабочих также зависит от правильного выбора системы разработки и в меньшей степени от горно-геологических условий разрабатываемого месторождения. Практика убедительно показывает, что правильным выбором системы разработки и ее конструктивных элементов можно обеспечить безопасность работ в любых горногеологических условиях и, наоборот, неправильный выбор системы может являться главной причиной опасности работ и несчастных случаев даже в самых благоприятных горногеологических условиях.

Производительность труда горнорабочего более всего зависит в данных горногеологических условиях от применяемой системы, так как около 60—75% общего числа подземных рабочих непосредственно заняты на процессах подготовки, нарезки и очистной выемки.

На себестоимость добычи руды и конечной продукции горного предприятия (концентрата, металла) система разработки также оказывает значительное влияние. Оно проявляется непосредственно через затраты на подготовку, нарезку и очистную выемку, так как в полной стоимости добычи по руднику эти затраты занимают от 40 до 60%.

В прямой зависимости от величины разубоживания руды на«

ходится стоимость переработки руды на единицу конечной продукции предприятия. Особенно сильно может изменяться стоимость обогащения на 1 т концентрата вследствие резкого отличия величины коэффициента разубоживания при разных системах разработки тонких жильных месторождений. Так, при системах с закладкой на 1 т промышленной руды приходится перерабатывать на обогатительной фабрике 0,3—1 т породы, а при системах с магазинированием руды на той же самой жиле — от 1—2 до 3—4 т и более породы.

Большое влияние на стоимость чугуна оказывает величина разубоживания железных руд породами с высоким содержанием SiO₂. Так, например, при увеличении коэффициента разубоживания на 4—5% стоимость полученного чугуна может повыситься на 25%. Поэтому в таких условиях особенно важен выбор системы разработки, обеспечивающей минимальное разубоживание руды при добыче.

Себестоимость добычи руды и концентрата может существенно изменяться также вследствие разницы в величине потерь при добыче и переработке руды.

Размер добычи руды на руднике (шахте) и производственная мощность предприятия по конечной продукции не всегда зависят непосредственно от применяемых систем разработки, однако в ряде случаев влияние системы может оказаться существенным. Подробно об этом будет сказано при рассмотрении вопроса определения производственной мощности рудника.

Размер прибыли и рентабельность рудника и предприятия в целом зависят от правильного выбора системы разработки, так как последняя оказывает влияние на себестоимость конечной продукции и на масштаб производства.

§ 2. ВЛИЯНИЕ ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

При изучении систем разработки было показано, что каждую систему можно применять только в определенных горногеологических условиях.

Одни системы пригодны только для тонких рудных тел, другие, наоборот, — только для мощных; некоторые системы наиболее эффективны для рудных тел средней мощности, а некоторые можно применять при различной мощности.

Довольно определены границы применения отдельных систем по углу падения рудного тела. Так, например, системы разработки с магазинированием руды применимы, как правило, только при крутом падении. Наоборот, камерно-столбовые системы применимы для разработки горизонтальных и пологих рудных тел, реже — наклонных и в очень редких случаях — крутопадающих.

Также сравнительно отчетливы границы применения каждой системы разработки по устойчивости руды и вмещающих пород. Например, в неустойчивой руде, независимо от других горногеологических факторов, не применимы следующие системы разработки: подэтажными штреками, камерно-столбовые, с магазинированием руды, большая часть систем с закладкой без крепления и большинство комбинированных систем. Наоборот, в очень крепкой устойчивой руде и вмещающих породах неприменимы системы с креплением и закладкой, слоевого и подэтажного обрушения, этажного самообрушения.

Мощность, угол падения рудного тела, устойчивость руды и вмещающих пород всегда оказывают влияние на выбор пригодной системы разработки. Поэтому некоторые авторы называют указанные горногеологические факторы постоянными.

Переменными считаются те горногеологические факторы, влияние которых на выбор систем проявляется не всегда. К ним относят: форму и размеры рудного тела по простиранию и падению; ценность руды и характер распределения в ней полезных компонентов; состав вмещающих пород и наличие в них оруденения; склонность руды к слеживанию, окислению, возгоранию; гидрогеологические условия; необходимость сохранения поверхности или возмощность ее обрушения.

Разделение горногеологических факторов на две группы не следует рассматривать как деление их по степени важности на главные и второстепенные. Хотя постоянные факторы оказывают влияние на выбор системы всегда и притом очень большое, влияние факторов второй группы, особенно вместе взятых, может быть не менее существенным. Нередко именно эти факторы в своем сочетании оказываются решающими для окончательного выбора системы разработки, размеров ее конструктивных элементов и технологии очистной выемки.

Характер влияния постоянных факторов был подробно рассмотрен при изучении отдельных систем разработки. Поэтому мы ограничимся только кратким обобщением и пополнением сведений о влиянии переменных факторов.

Форма, длина и глубина распространения рудных тел. Правильная форма рудного тела благоприятна для применения любой системы разработки. Неправильная, изменчивая, причудливая форма препятствует применению некоторых систем или ограничивает их применение и ухудшает показатели эффективности.

Длина рудного тела только в редких случаях оказывает влияние на выбор системы. Например, короткое по простиранию рудное тело мощностью до 30—40 м можно в устойчивых породах отрабатывать системой разработки подэтажными штреками, располагая камеру по всей длине рудного тела. При такой же мощности, но большой длине рудного тела камеры приходит-

ся располагать вкрест простирания, регулярно чередуя их с межукамерными целиками.

На глубине разработки более 500—600 м обычно наблюдается увеличение горного давления, что затрудняет применение некоторых систем. Так, системы с магазинированием руды не применяются и их заменяют системами с закладкой на глубине свыше 600—800 м (золотые рудники Канады).

Выбросы («стреляние») руды из массива или целиков, находящихся в напряженном состоянии на больших глубинах, привели на золотых рудниках Витватерсранда (ЮАР) к отказу от систем с оставлением рудных целиков и переходу на сплошные системы разработки с закладкой.

Ценность руды и равномерность распределения в рудном теле полезных минералов. Большое влияние на выбор системы разработки могут оказать неравномерность оруденения, наличие в рудном теле крупных включений и прослоев пустой породы или непромышленной руды, чередование участков богатой и бедной руды. Это затрудняет разработку, иногда не позволяет применять более эффективные системы (например, системы с магазинированием руды, поэтажного обрушения). Для некоторых систем эти условия, однако, не создают затруднений (системы разработки горизонтальными слоями с закладкой). Такое же влияние оказывает наличие в рудном теле нескольких сортов руды, которые по требованиям технологии переработки необходимо добывать и выдавать раздельно.

Ценность руды может оказать решающее влияние на выбор системы в том случае, если коэффициенты извлечения руды сравниваемых систем заметно отличаются. При разработке руд невысокой ценности предпочтение может быть отдано системе с меньшим коэффициентом извлечения, если она обеспечивает значительное снижение стоимости добычи руды. Для высокоценных руд наибольшая полнота извлечения является решающим фактором в выборе системы.

Минеральный состав вмещающих пород и характер контакта их с рудным телом. Оруденение вмещающих пород может оказывать существенное влияние на выбор системы разработки. Так, при системе этажного самообрушения можно получить удовлетворительные результаты по извлечению и разубоживанию только в том случае, если вмещающие породы являются рудоносными. При выборе между системами с закладкой и с магазинированием руды в жилах непостоянной и небольшой мощности, когда неизбежна подрывка боков, система с магазинированием может оказаться более целесообразной в случае, если вмещающие породы рудоносны.

Для выбора системы определенное значение имеет *характер контакта* между рудным телом и вмещающими породами. В частности, правильный непрочный контакт необходим или, во всяком

случае, благоприятен для систем с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами, камерно-подэтажных систем с отбойкой веерными или круговыми комплектами глубоких скважин, систем с отдельной выемкой в очень тонких жилах. Наоборот, некоторые системы дают хороший эффект и при неровном прочном контакте.

Склонность руды и вмещающих пород к возгоранию, окислению и слеживанию. Наиболее опасны в отношении возгорания и самовозгорания медноколчеданные руды, содержащие свыше 40% серы в виде пирита, пирротина и др.

Опасность возгорания колчеданных руд возрастает, когда при отбойке или обрушении рудная мелочь и пыль смешиваются с кусками деревянной крепи, и эта рудно-древесная масса находится долгое время во влажном состоянии, вне воздействия деятельной воздушной струи. Такие условия создаются при системе подэтажного обрушения с древесным матом и в выработанном пространстве, заполненном крепью, закладкой и оставленной невынутой рудой.

Без присутствия дерева высокосернистые колчеданные руды могут нагреваться при длительном хранении в отбитом виде вследствие интенсивного окисления. Это же явление наблюдается в целиках, подвергающихся раздавливанию и раздроблению под действием горного давления.

Способность руды быстро окисляться в отбитом виде иногда заставляет отказываться от применения систем с массовым обрушением руды и с магазинированием, так как обогащение окисленных руд флотацией нередко приводит к резкому снижению извлечения рудных минералов.

Слеживание отбитой руды нередко служит причиной отказа от применения систем с массовым обрушением или с магазинированием руды. Образование сводов в массе отбитой руды и «пробок» в рудоспусках приводят к нарушению процесса выпуска, к снижению производительности труда на выпуске, к заметному росту потерь и разубоживания, к возможности образования внезапных провалов на поверхности отбитой руды в магазине, что вызывает опасность для работающих там людей.

Гидрогеологические условия месторождения иногда могут оказать существенное влияние на выбор системы разработки. В некоторых случаях сильная водоносность покрывающих пород вынуждает отказываться от систем разработки, связанных с обрушением, и применять системы с закладкой или камерно-столбовые, оставляя значительное количество руды в целиках. Примером могут служить рудные залежи КМА, где вследствие необычайной водоносности налегающих пород требуется оставление огромного количества руды в потолочинах и междукамерных целиках.

Возможность нарушения земной поверхности в результате разработки. Надежно предохранить поверхность от оседания и обрушения при разработке мощных рудных тел возможно только при сочетании оставления в рудном теле предохранительных целиков с тщательной закладкой выработанного пространства. При малой мощности рудного тела и значительной глубине разработки удается предохранить поверхность от сдвижения с помощью одной закладки. Поэтому, если на земной поверхности в зоне обрушения или оседания имеются подлежащие сохранению технические сооружения, здания, дороги, а также водоемы и реки, то иногда вынужденно применяют камерно-столбовые системы и системы с закладкой вместо более эффективных систем. Может оказаться целесообразным перенос этих сооружений, зданий и дорог в более безопасное место или отвод реки и водоема, только ради возможности применения более эффективных систем разработки.

Прочие факторы. На выбор системы разработки оказывают влияние: степень разведанности и изученности месторождения; наличие опыта его разработки той или иной системой; стоимость в данном районе крепежных материалов; наличие дешевого закладочного материала на поверхности или благоприятных участков для его добычи под землей и т. д.

Влияние, которое эти факторы могут оказать на выбор системы разработки, было выяснено в процессе изучения отдельных систем.

§ 3. МЕТОДИКА ВЫБОРА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПО ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКИМ ФАКТОРАМ

Наиболее распространен в практике для выбора систем разработки *метод исключения*.

Сущность его сводится к рассмотрению возможности применения на данном месторождении или его части всех существующих систем разработки и исключению из их числа тех, которые непригодны по сочетанию ряда горногеологических факторов, а иногда даже и по какому-либо одному из них.

На первый взгляд метод исключения представляется очень громоздким, требующим рассмотрения большого числа систем для того, чтобы остановиться на небольшом числе их или на какой-то одной системе.

На самом деле метод исключения прост, так как все существующие системы разработки рассматривать и оценивать не приходится. Исключаются сразу, без рассмотрения, как явно непригодные по горногеологическим условиям, не отдельные системы, а целые классы и группы. Обычно для более детального сравнения остаются системы одного, реже двух и в порядке исключения — трех классов. Среди этих систем также оказывается

легко исключить как непригодные многие системы. В результате для окончательного технико-экономического сравнения обычно остается не более двух-трех систем разработки.

Следует также иметь в виду, что, поскольку выбор системы разработки является задачей особо ответственной, то нельзя ставить целью экономию времени для ее решения (и притом не-большую).

Главное требование к методу решения этой важной задачи — всесторонний учет влияния на выбор системы многочисленных горногеологических факторов, обычно взаимосвязанных и вступающих в разнообразных сочетаниях. Этому требованию метод исключения вполне отвечает.

Необходимо отметить, что вопрос о выборе системы разработки окончательно решается обычно после проведения промышленных экспериментов по сравниваемым системам, так как иначе нельзя получить надежные показатели для обоснования их выбора.

Что касается выбора наиболее эффективного варианта принятой системы и его конструктивных элементов, то он, как правило, осуществляется путем постановки экспериментов в производственных условиях.

Широкое и постоянное экспериментирование по проверке и внедрению новых эффективных систем, их конструктивных элементов и усовершенствованию технологии очистной выемки составляет обязательное условие для успешной работы любого рудника.

§ 4. ОСНОВНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ СРАВНИТЕЛЬНОЙ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Выбирать системы разработки на основе сравнения производительности труда забойного рабочего (занятого на подготовительных, нарезных и очистных работах) можно только в тех редких случаях, когда сравниваемые системы не отличаются между собой по величине коэффициентов потерь и разубоживания руды. Не должны существенно отличаться также используемые средства механизации, расход основных материалов и энергии. Иначе не исключена возможность того, что стоимость добычи 1 т руды при системе с более высокой производительностью труда забойного рабочего окажется выше, чем при системе с меньшей производительностью труда забойного рабочего за счет более высокой амортизации оборудования и стоимости расходуемых материалов.

Поэтому сравнение по производительности труда забойного рабочего обычно можно использовать только для различных вариантов или модификаций одной и той же системы разработки.

Себестоимость добычи 1 т руды является более выразитель-

ным показателем для сравнения систем, но, пользуясь им, можно сравнивать и выбирать только системы с одинаковыми или очень близкими по величине коэффициентами потерь и разубоживания руды. В результате применения системы разработки с малой стоимостью добычи 1 т руды себестоимость конечной продукции (концентрата, металла) может оказаться значительно выше, чем при другой системе, которая отличается высокой стоимостью добычи 1 г руды, но значительно меньшими потерями и разубоживанием руды при добыче.

Поэтому более совершенным показателем экономической эффективности систем разработки считается *себестоимость конечной продукции горного предприятия* (концентрата или металла). Она отражает для сравниваемых систем суммарные затраты как на добычу, так и на последующую переработку руды с учетом потерь полезных компонентов в процессе добычи и переработки, а также разубоживания руды и количества рудной массы, перерабатываемой на обогатительной фабрике (или металлургическом заводе).

Сравнение систем разработки по себестоимости конечной продукции предприятия при известных достоинствах и внешней своей простоте имеет ряд существенных недостатков, которые сильно затрудняют использование этого метода в практике:

1) для определения себестоимости конечной продукции нужно иметь показатели по стоимости и извлечению при переработке руды с такой же степенью точности, как и показатели по стоимости при добыче, что очень трудно осуществить;

2) относительно небольшая погрешность в принятых показателях по переработке может исказить экономическую оценку системы, так как суммарные затраты на 1 кг или 1 т конечной продукции, связанные с переработкой, часто значительно превышают затраты на добычу;

3) сравнение по себестоимости конечной продукции не отражает экономического ущерба от потерь за счет недополучения прибыли на потерянную руду; для ценных руд этот ущерб может быть очень значительным и играть решающую роль в оценке экономической эффективности систем;

4) в себестоимости конечной продукции предприятия нельзя видеть отдельно величину (или долю) затрат, зависящих от потерь и разубоживания руды, и поэтому нельзя всесторонне сравнивать системы.

В связи с этим были предприняты попытки создать другие критерии экономического сравнения систем разработки.

Проф. П. И. Городецкий¹ предложил для экономической оценки сравниваемых систем пользоваться *показателями рента-*

¹ П. И. Городецкий. Проектирование горнорудных предприятий. Металлургиздат, 1956.

бельности промышленного использования 1 т руды d или разработки месторождения D , которые определяются следующими выражениями:

$$d = v - u, \text{ руб/т,} \quad (57)$$

$$D = dzk = (v - u)zk, \text{ руб.,} \quad (58)$$

где v — ценность извлекаемой из 1 т руды продукции по действующей государственной или установленной для данного предприятия отпускной цене;

u — производственные расходы по добыче, транспорту и переработке, отнесенные на 1 т добытой руды;

z — промышленные запасы месторождения;

k — коэффициент извлечения руды из недр.

Показатели рентабельности d и D подсчитываются для каждой из сравниваемых систем разработки.

П. И. Городецкий рекомендует для тех случаев, когда разница в показателях рентабельности двух систем d_1 и d_2 , D_1 и D_2 невелика (менее 10%), принимать систему разработки, при которой потери меньше. Рекомендуется также учитывать разницу в возможном размере добычи сравниваемыми системами. Если она незначительна, то также можно не считаться с разницей в рентабельности до 10—15%.

Оценка систем по показателям рентабельности в полной мере не свободна ни от одного из приведенных выше недостатков оценки по себестоимости конечной продукции.

Кроме того, как правильно отмечает проф. Р. П. Каплунов¹, оценка по разности $v - u$ может приводить к неправильным результатам. Например, разности $v - u$ при первой системе $100 - 50 = 50$ руб. и при второй системе $150 - 100 = 50$ руб. равны. Первая и вторая системы поэтому, якобы, равноценны. Однако на самом деле рентабельность для первой системы составляет $(100 - 50) : 50 = 1$ руб. на 1 руб. затрат, а для второй $(150 - 100) : 100 = 0,5$ руб. на 1 руб. затрат.

При оценке систем по рентабельности выпадает из сравнения также степень полноты использования недр, в чем легко убедиться на конкретных примерах.

Предложенный проф. Р. П. Каплуновым для экономического сравнения систем разработки коэффициент эффективности свободен от части приведенных недостатков, но определение этого коэффициента практически трудно осуществимо и к тому же усложнено условным понятием о промышленной (или металлургической) ценности руд.

¹ Р. П. Каплунов и др. Подземная разработка рудных и россыпных месторождений. Металлургиздат, 1955, стр. 637—638.

Наиболее простым по идее, наглядным, свободным от большинства отмеченных выше недостатков и в то же время в достаточной степени точным может являться сравнение систем разработки по себестоимости добычи 1 т промышленной руды с учетом экономического ущерба, вызываемого разубоживанием руды при добыче и потерей полезных компонентов в процессе добычи и переработки руды.

Рассмотрим последовательно методы подсчета стоимости добычи 1 т промышленной руды $c_{пр}$; экономического ущерба, вызываемого разубоживанием руды u_p на 1 т извлеченной промышленной руды, и экономического ущерба от потерь полезного компонента u_c на 1 т извлеченной промышленной руды.

§ 5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТОИМОСТИ ДОБЫЧИ ПРОМЫШЛЕННОЙ РУДЫ

При разработке рудных месторождений принято определять и учитывать стоимость добычи 1 г товарной руды, т. е. добываемой рудной массы, состоящей из смеси промышленной руды и примешанной к ней в процессе очистной выемки пустой или рудоносной породы.

Для сравнения систем разработки достаточно знать не полную стоимость добычи (включая затраты по всем производственным процессам вплоть до подъема руды на поверхность и транспортирования ее до места переработки), а только стоимость подготовки и очистной выемки с доставкой руды до погрузочного люка.

Такую стоимость 1 т добытой руды принято называть «стоимость 1 т руды по системе разработки, или стоимость «франко-люк». Будем обозначать ее $c_{тов}$ руб/т.

Если к промышленной руде примешана пустая порода, совсем не содержащая полезных компонентов, то легко выразить стоимость добычи 1 т промышленной руды $c_{пр}$ через известную стоимость добычи 1 т товарной руды $c_{тов}$.

В самом деле, из определения понятия «разубоживание по руде» (см. главу III) известно, что в 1 т товарной руды содержится $г$ тонн породы и $(1 - г)$ тонн промышленной руды, где $г$ - коэффициент разубоживания руды.

Как видим, на $(1-г)$ тонн промышленной руды затрачены средства, равные $c_{тов}$, следовательно затраты на 1 г промышленной руды $c_{пр}$ будут в $(1/(1-г))$ раз больше, т. е.

$$c_{пр} = \frac{c_{тов}}{1 - г}, \text{ руб/т.} \quad (59)$$

Пример. При разработке жилы системой с магазинированием стоимость добычи 1 т товарной руды (стоимость 1 т по системе) $c_{тов}$, равна 3 руб/т, коэффициент разубоживания по руде $г = 0,4$; разубоживающие породы пустые.

В этом случае стоимость добычи 1 *m* промышленной руды будет равна

$$c_{\text{пр}} = \frac{c_{\text{тов}}}{1-r} = \frac{3}{1-0,4} = 5 \text{ руб./т.}$$

Несколько усложняется решение для общего случая, когда примешиваемая к руде порода содержит полезные компоненты (металл). Возникает вопрос, какой коэффициент разубоживания r принимать в этом случае в формуле (1): коэффициент разубоживания по руде r_r , выражающий долю примешанной породы в рудной массе (как это мы делали выше), или коэффициент разубоживания по содержанию металла r_m , который выражает отношение снижения содержания в добытой руде к содержанию в промышленной руде,

$$r_m = \frac{p-q}{p}, \quad (60)$$

где p — содержание металла в промышленной руде (в месторождении);

q — содержание металла в добытой (товарной) руде.

Пример. Допустим что в 100 *m* товарной руды (рудной массы) заключено 75 *m* промышленной руды с содержанием металла $p = 3\%$ и 25 *m* породы с содержанием металла ($q = 0,6\%$).

Для определения величины экономического ущерба от разубоживания необходимо знать, сколько примешано в 1 *m* добытой руды *пустой* породы, имея в виду, что при транспортировании и переработке этого количества *пустой породы* будет понесен экономический ущерб.

Если бы в добытых 100 т товарной руды заключалось 25 *m* *пустой* породы, совсем не содержащей полезных компонентов, то соответственно в 1 *m* добытой руды заключалось 0,25 *m* *пустой* породы, т. е. для расчета следовало бы пользоваться коэффициентом разубоживания по руде.

В рассматриваемом нами случае 75 *m* промышленной руды с содержанием металла $p = 3\%$ заключают в себе металла $75 \cdot 0,03 = 2,25$ т, а 25 *m* примешанной породы с содержанием металла ($q = 0,6\%$) заключают $25 \cdot 0,006 = 0,15$ т металла. Общее количество металла в 1 *m* товарной руды $2,25 + 0,15 = 2,4$ т; следовательно

Примешанные 25 *m* породы можно рассматривать как состоящие из 5 *m* промышленной руды с содержанием 3% металла, заключающих в себе $5 \cdot 0,03 = 0,15$ т металла, и 20 *m* *пустой* породы, совсем не содержащей полезных компонентов.

Таким образом, добытые 100 *m* товарной руды заключают в себе $75 + 5 = 80$ *m* промышленной руды с содержанием 3% металла и 20 *m* *пустой* породы.

Это соответствует коэффициенту разубоживания $r = 0,2$.

Легко убедиться, что величина $r = 0,2$ выражает коэффициент разубоживания по содержанию r_m , определяемый по формуле

$$r_m = \frac{p-q}{p}.$$

Действительно, подставляя в эту формулу значения $p = 3\%$ и $q = 2,4\%$, получим

$$r_m = \frac{3-2,4}{3} = 0,20.$$

Поэтому для определения экономического ущерба от разубоживания, включающего непроизводительные затраты на транспортирование и переработку добытой руды пустой породы, нужно пользоваться величиной коэффициента разубоживания по содержанию $g_н$. В частном случае, когда примешиваемая порода является пустой, коэффициент разубоживания по содержанию металла $g_н$ будет равен коэффициенту разубоживания по руде $g_р$.

Изложенное позволяет дать следующее общее выражение стоимости добычи 1 т промышленной руды по системе [см. формулу (1)]:

$$c_{пр} = \frac{c_{тов}}{1 - r_м} \quad (61)$$

или, подставляя значение

$$r_м = \frac{p - q}{p},$$

после преобразований получим

$$c_{пр} = c_{тов} \frac{p}{q}, \text{ руб/т.}$$

Как видим, *стоимость добычи 1 г промышленной руды равна стоимости добычи 1 т товарной руды, умноженной на отношение содержания металла в промышленной и товарной руде.*

Пример. Допустим, что в условиях примера, приведенного ранее, где значение $c_{тов}$ определялось по формуле (60), содержание металла в промышленной руде $p = 3\%$, в примешанной породе $p = 0,6\%$ и в добытой товарной руде $p = 2,04\%$.

В данном случае

$$r_м = \frac{p - q}{p} = \frac{3 - 2,04}{3} = 0,32.$$

По формуле (61)

$$c_{пр} = \frac{c_{тов}}{1 - r_м} = \frac{3}{1 - 0,32} = \frac{3}{0,68} = 4,412 \text{ руб/т.}$$

По формуле (62)

$$c_{пр} = c_{тов} \frac{p}{q} = 3 \frac{3}{2,04} = 4,412 \text{ руб/т.}$$

Результаты, полученные по формулам (61) и (62), оказались одинаковыми, что подтверждает правильность этих формул.

§ 6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКОГО УЩЕРБА ОТ РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

Величину экономического ущерба от разубоживания необходимо определять на 1 т извлеченной промышленной руды с тем, чтобы можно было суммировать этот ущерб с установленной описанным выше методом стоимостью добычи 1 т промышленной руды.

Обозначим количество пустой породы, примешиваемой на 1 m извлеченной промышленной руды, через x .

Из предыдущего известно, что на $(1 - r_m)$ тонн промышленной руды приходится r_m тонн пустой породы. Отсюда количество пустой породы x , примешиваемой на 1 m извлеченной промышленной руды, будет

$$x = \frac{r_m}{1 - r_m}. \quad (63)$$

Подставляя в формулу (63) значение

$$r_m = \frac{p - q}{p},$$

можно выразить x через величины содержания металла в промышленной руде p и в товарной руде q

$$x = \frac{p - q}{q}. \quad (64)$$

Легко убедиться, что формулы (63) и (64) дают один и тот же результат.

Для этого воспользуемся данными предыдущего примера ($p = 3\%$; $q = 2,04\%$; $r_m = 0,32\%$).

По формуле (63)

$$x = \frac{r_m}{1 - r_m} = \frac{0,32}{1 - 0,32} = 0,4706.$$

По формуле (64)

$$x = \frac{p - q}{q} = \frac{3 - 2,04}{2,04} = 0,4706.$$

Результаты получились одинаковые, что подтверждает правильность формул.

Для двух сравниваемых систем разработки с разным коэффициентом разубоживания (r_{1m} для первой системы и r_{2m} для второй системы) и соответственно с разным содержанием металла в добытой товарной руде q_1 и q_2 можно, пользуясь формулами (63) и (64), определить разницу в количестве пустой породы, примешанной к 1 m промышленной руды при сравниваемых системах разработки $x_{2m} = x_2 - x_1$ (если коэффициент разубоживания при второй системе r_{2m} больше, чем при первой системе r_{1m}).

Это количество пустой породы x_{2m} , которое назовем избыточным, будет определять превышение экономического ущерба от разубоживания на 1 m промышленной руды при второй системе по сравнению с первой системой.

x_{2m} можно выразить как через коэффициенты разубоживания r_{1m} и r_{2m} , пользуясь формулой (63), так и через содержания металла в добытой товарной руде q_1 и q_2 , пользуясь формулой (64).

Согласно формулы (63) избыточное количество пустой породы на 1 т промышленной руды

$$x_{\text{изб}} = x_2 - x_1 = \frac{r_{2M}}{1 - r_{2M}} - \frac{r_{1M}}{1 - r_{1M}}, \quad (65)$$

или после преобразований

$$x_{\text{изб}} = \frac{r_{2M} - r_{1M}}{(1 - r_{2M})(1 - r_{1M})}. \quad (66)$$

Согласно формулы (64) избыточное количество пустой породы на 1 г промышленной руды

$$x_{\text{изб}} = x_2 - x_1 = \frac{p - q_2}{q_2} - \frac{p - q_1}{q_1}. \quad (67)$$

Или после преобразований

$$x_{\text{изб}} = \frac{p}{q_2} - \frac{p}{q_1}. \quad (68)$$

Пример. Определим избыточное количество пустой породы по формулам (66) и (68), пользуясь расчетными данными для первой системы из предыдущего примера ($p = 3\%$; $q_1 = 2,04\%$; $r_{1M} = 0,32$) и следующими показателями для второй системы: $r_{2M} = 0,48$; $q_2 = 1,56$.

Избыточное количество пустой породы $x_{\text{изб}}$ на 1 т промышленной руды при второй системе по формуле (66)

$$x_{\text{изб}} = \frac{r_{2M} - r_{1M}}{(1 - r_{2M})(1 - r_{1M})} = \frac{0,48 - 0,32}{(1 - 0,48)(1 - 0,32)} = \frac{0,16}{0,3536} = 0,4525.$$

По формуле (68)

$$x_{\text{изб}} = \frac{p}{q_2} - \frac{p}{q_1} = \frac{3}{1,56} - \frac{3}{2,04} = 1,9231 - 1,4706 = 0,4525.$$

Как и следовало ожидать, результаты вычислений по обеим формулам совпали.

Установив избыточное количество пустой породы на 1 т промышленной руды для одной из сравниваемых систем разработки по отношению к другой, мы можем теперь перейти к определению величины экономического ущерба на 1 т промышленной руды, связанного с повышенным разубоживанием.

Обозначим его u_p .

$$u_p = x_{\text{изб}}(c_d - c_{\text{тов}} + c_{\text{пер}}), \quad (69)$$

где c_d — полная себестоимость добычи 1 т товарной руды по шахте (руднику) франко-поверхность для системы с большим разубоживанием;

$c_{\text{тов}}$ — себестоимость добычи 1 т товарной руды по системе;
 $c_{\text{пер}}$ — себестоимость переработки 1 т товарной руды до получения конечного продукта (концентрата или металла), включая расходы по поверхностному транспорту от шахты до места переработки.

$x_{\text{изб}}(c_d - c_{\text{тов}})$ — выражает избыточные затраты по шахте, отнесенные на пустую породу в количестве $x_{\text{изб}}$ на 1 т промыш-

ленной руды. Из полной себестоимости добычи 1 т товарной руды по шахте c_a вычтена себестоимость добычи 1 т товарной руды по системе $c_{m.p.}$, так как последняя входит в отдельно подсчитываемую стоимость добычи 1 т промышленной руды по системе $c_{n.p.}$ [формулу (62)]. Так как дальше экономический ущерб от разубоживания u_p будет суммироваться со стоимостью 1 т промышленной руды $c_{n.p.}$, не исключив из полной стоимости добычи c_a величину $c_{m.p.}$, мы учли бы ее дважды.

Если выбор системы разработки производится на работающем руднике, то величина c_a известна. Если же выбор осуществляется в стадии проектирования рудника, когда величина c_a еще не известна, то для расчетов ее можно принимать от 1,4 $c_{m.p.}$ до 2,6 $c_{m.p.}$, или в среднем 2 $c_{m.p.}$.

Наименьший коэффициент 1,4 следует принимать, когда в полной стоимости добычи расходы на подготовку и очистную выемку наиболее значительны, т. е. когда применяют дорогостоящую систему, а остальные расходы на 1 т относительно невелики, в частности при больших размерах добычи рудника. Наибольший коэффициент 2,6 нужно принимать в противоположных условиях.

Аналогично предыдущему, если выбор системы разработки производится на работающем предприятии, то величина $C_{n.p.}$ известна. Для проектируемого рудника величину $C_{m.p.}$ можно принимать по данным других предприятий, аналогичных по условиям, а для приближенных расчетов пользуются следующей зависимостью $C_{m.p.}$, равной от 0,4 c_a до 1,2 c_a .

Величина коэффициента в пределах 0,4—1,2 зависит главным образом от сложности технологии переработки руды. При наиболее простой и дешевой технологии переработки, например, гравитационном обогащении оловянных руд, мокром магнитном обогащении железных руд без предварительного обжига, извлечения золота амальгамацией, указанный коэффициент, как правило, не превышает 0,4—0,5. При сложных и дорогих способах переработки (например, комбинированной переработке гравитационными, электромагнитными методами и флотацией) он может достигать максимальных значений (1,0—1,2).

Следует иметь в виду, что если до переработки на обогатительной фабрике руда подвергается сортировке, то стоимость сортировки 1 т товарной руды нужно добавить к стоимости обогащения, но одновременно ввести в расчет коэффициент, учитывающий уменьшение количества перерабатываемой товарной руды на 1 т промышленной руды.

В приведенном расчете не отражены изменение величины потерь полезных компонентов в процессе переработки в зависимости от разубоживания руды и связанный с этим экономический ущерб. Это будет удобнее сделать и легче понять при рассмотрении экономического ущерба от потерь.

Ниже приведен расчет по определению экономического ущерба от разубоживания руды.

Пример. Для расчета используем показатели рассмотренного ранее примера.

Сравниваются две системы разработки жильного месторождения:

1) система разработки с магазинированием руды и распорной или штанговой крепью, устанавливаемой в магазине для предотвращения отслаивания боковых пород при выпуске руды и для уменьшения ее разубоживания;

2) система разработки с магазинированием руды, но без распорной или штанговой крепи, а поэтому с более высоким разубоживанием.

Общие показатели для расчета: содержание металла в промышленной руде $p = 3\%$, содержание металла во вмещающих породах, разубоживающих руду $\beta = 0,6\%$.

Показатели по сравниваемым системам. Стоимость добычи 1 т товарной руды (франко-люк): по первой системе $c_{1.р} = 4,5$ руб/т; по второй системе $c_{2.р} = 3$ руб/т.

Содержание металла в товарной руде и соответствующий ему коэффициент разубоживания по содержанию металла: по первой системе $q_1 = 2,04\%$; $\gamma_1 = 0,32$; по второй системе $q_2 = 1,56\%$; $\gamma_2 = 0,48$.

Определим стоимость добычи 1 т промышленной руды (франко-люк) по формуле (62):

для первой системы

$$c_{1п.р} = 4,5 \frac{3}{2,04} = 6,61 \text{ руб/т};$$

для второй системы

$$c_{2п.р} = 3 \frac{3}{1,56} = 5,76 \text{ руб/т}.$$

Определим избыточное количество пустой породы на 1 т промышленной руды $x_{изб}$ при второй системе по сравнению с первой по формуле (68)

$x_{изб} = \frac{p}{q_2} - \frac{p}{q_1} = \frac{3}{1,56} - \frac{3}{2,04} = 0,4525$ т пустой породы/т промышленной руды.

Определим экономический ущерб на 1 т промышленной руды, связанный с повышенным разубоживанием при второй системе по формуле (69)

$$c_p = x_{изб} (c_2 - c_{2п.р} + c_{изб.р}), \text{ руб/т промышленной руды,}$$

где

$$x_{изб} = 0,4525 \text{ т пустой породы/т промышленной руды,}$$

c_2 — полная стоимость добычи 1 т товарной руды франко-поверхность для второй системы; примем ее согласно ранее сказанному равной $c_2 = 1,8$ $c_{2п.р} = 1,8 \cdot 3 = 5,4$ руб/т;

$c_{изб.р}$ — стоимость обогащения 1 т товарной руды примем равной $0,6c_1 = 0,6 \cdot 5,4 = 3,24$ руб/т.

Подставляя приведенные выше значения в формулу (69), получим

$$u_p = 0,4525 (5,4 - 3 + 3,24) = 0,4525 \cdot 5,64 = 2,55 \text{ руб/т}.$$

Поскольку более высокое разубоживание имеет вторая система, экономический ущерб от разубоживания на 1 т промышленной руды нужно прибавить к стоимости добычи по второй системе.

Тогда с учетом экономического ущерба от разубоживания стоимость 1 т промышленной руды при второй системе будет $c_{2п.р} + u_p = 5,76 + 2,55 = 8,31$ руб., т. е. на $8,31 - 6,61 = 1,70$ руб. больше, чем при первой системе

Экономический ущерб от разубоживания для второй системы (2,55 руб.) оказался значительно превосходящим экономию на стоимости добычи 1 т промышленной руды (6,61 — 5,76 = 0,85 руб.). Поэтому первая система скреплением магазина, несмотря на превосходящую стоимость добычи 1 т товарной руды (4,5 руб/т против 3 руб/т), в конечном итоге экономически явно более эффективна, чем вторая система.

Если, кроме того, учесть ущерб от повышенных потерь металла при переработке более разубоженной руды и факт снижения производственной мощности предприятия по конечной продукции — концентрату, то экономические преимущества первой системы будут еще более значительны.

§ 7. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКОГО УЩЕРБА ОТ ПОТЕРЬ РУДЫ И ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ

Экономический ущерб, вызываемый потерями руды при добыче, складывается: из непроизводительных затрат на разведку потерянной при добыче руды; роста величины погашения (амортизации) капитальных затрат, вложенных в горное предприятие; непроизводительных затрат на подготовку и отбойку потерянной руды; уменьшение дохода, который можно было бы получить от потерянной руды. Кроме того, потери приводят к сокращению срока существования рудника или (реже) снижению его годовой производственной мощности.

Определим экономический ущерб от потерь руды при добыче так же, как при определении ущерба от разубоживания. Установим его как разность величин ущерба для сравниваемых систем разработки, отнесенную на 1 г извлеченной промышленной руды.

Примем следующие обозначения:

k_1 — коэффициент извлечения промышленной руды при добыче для первой системы;

k_2 — то же, для второй системы. Если $k_1 > k_2$, то разность между ними $k_n = k_1 - k_2$ можно назвать *коэффициентом избыточных потерь* второй системы;

z — геологический запас промышленной руды месторождения (или его части, для которой выбирается система разработки);

d_n — экономический ущерб от безвозвратной потери 1 т промышленной руды;

D_n — суммарный экономический ущерб от избыточных потерь при второй системе

$$D_n = z k_n d_n, \text{ руб.} \quad (70)$$

Экономический ущерб от избыточных потерь руды при второй системе, отнесенный на 1 т извлеченных промышленных запасов руды, составит

$$u_n = \frac{D_n}{z} = \frac{D_n}{z k_2}, \text{ руб/т промышленной руды.} \quad (71)$$

Заменим в этой формуле D_n через $zk_n d_n$ тогда

$$u_n = \frac{zk_n d_n}{zk_2} = d_n \frac{k_1 - k_2}{k_2} \quad (72)$$

или

$$u_n = d_n \left(\frac{k_1}{k_2} - 1 \right), \text{ руб/т промышленной руды.} \quad (73)$$

Из формулы (73) видно, что для определения экономического ущерба от избыточных потерь на 1 т извлеченной промышленной руды необходимо знать величину d_n — экономический ущерб от потери 1 т промышленной руды.

Экономический ущерб от потери 1 т промышленной руды, как мы уже отмечали, складывается из нескольких частей и его можно представить следующим выражением:

$$d_n = d_{\text{раз}} + d_{\text{ам}} + d_{\text{п.о}} + d_{\text{пр}}, \text{ руб/т промышленной руды,} \quad (74)$$

где $d_{\text{раз}}$ — величина затрат, вложенных в разведку 1 т промышленной руды;

$d_{\text{ам}}$ — амортизация капитальных затрат, вложенных в рудник на 1 т промышленной руды, величина которой зависит от промышленных запасов месторождения;

$d_{\text{п.о}}$ — затраты на подготовку или на подготовку и отбойку 1 т промышленной руды;

$d_{\text{пр}}$ — прибыль, получаемая предприятием (государством) в результате реализации продукции, извлеченной из 1 т промышленной руды.

Влияние величины потерь на стоимость подготовки и очистной выемки 1 т извлеченной промышленной руды полностью отражается в стоимости 1 т добытой товарной руды c_{\dots} , а через нее и в стоимости 1 т извлеченной промышленной руды. Вторично включать эти затраты при определении экономического ущерба от потерь было бы поэтому не верно. Исходя из этих соображений слагаемое $d_{\text{п.о}}$ в формуле (74) исключаем.

Потеря 1 т промышленной руды лишает предприятие (государство) возможности получить прибыль $d_{\text{пр}}$ от реализации извлекаемой из этой руды продукции. Как мы убедились далее, ущерб от недополучения прибыли вследствие потерь богатой руды может оказаться весьма значительным. В некоторых случаях он намного превышает сумму всех остальных слагаемых формулы (74). Наоборот, когда руда имеет сравнительно невысокую ценность и реализация ее дает небольшую прибыль, запасы же месторождения велики и обеспечивают длительный срок существования рудника, то ущерб от возможного недополучения прибыли можно не принимать во внимание.

Таким образом, экономический ущерб от потери 1 т промышленной руды для принятых нами условий можно представить выражением

$$d_{\text{п}} = d_{\text{раз}} + d_{\text{ам}} + d_{\text{пр}}, \text{ руб/т промышленной руды.} \quad (75)$$

Рассмотрим отдельно каждое из слагаемых формулы (75).

Для определения $d_{\text{раз}}$, т. е. величины затрат, вложенных государством в разведку 1 т промышленной руды, воспользуемся понятием о средней государственной стоимости разведки 1 т (1 кг) данного металла. Обозначим ее $d_{\text{р. м}}$.

В государственной отпускной цене различных металлов $d_{\text{р. м}}$ составляет определенную долю, в среднем от 3 до 15%,

$$d_{\text{р. м}} = (0,03 - 0,15) d_{\text{м}},$$

где $d_{\text{м}}$ — государственная отпускная цена 1 т (1 кг) металла.

В расчетах можно принимать указанную долю от государственной отпускной цены равной: 3—5% — для большинства неметаллических руд, а также для железных руд; 5—10% — для руд марганца, хрома, титана; 8—12% — для руд цветных и благородных металлов; 12—15% — для руд редких и рассеянных элементов.

Затраты на разведку 1 т промышленной руды можно поэтому выразить через государственную отпускную цену 1 т (1 кг) металла $d_{\text{м}}$ и содержание металла в 1 т рассматриваемой промышленной руды p

$$d_{\text{раз}} = 0,01 p d_{\text{р. м}}, \quad (76)$$

где $0,01 p$ — весовое количество металла (т, кг), заключенного в 1 г промышленной руды.

В формуле (76) учтены все затраты государственных средств на разведку весовой единицы данного металла, а также содержание металла в руде рассматриваемого месторождения (или его части). Чем больше затраты на выявление в недрах 1 т (1 кг) металла и чем выше его содержание в теряемой руде, тем пропорционально больше экономический ущерб от потерь, так как тем больше затрат должно вложить государство на пополнение потерянных запасов в 1 т руды разведанного металла.

Пример. Определить экономический ущерб за счет непроизводительных затрат на разведку потерянной при добыче руды,

Пусть содержание металла (меди) в промышленной руде $p = 3\%$; коэффициент извлечения промышленной руды при добыче для первой системы $k_1 = 0,96$ и для второй $k_2 = 0,88$.

Примем государственную отпускную цену 1 т меди $d_{\text{м}} = 800$ руб. и долю в ней затрат на разведку 10%.

Тогда затраты на разведку 1 т меди

$$d_{\text{р. м}} = 0,1 \cdot d_{\text{м}} = 0,1 \cdot 800 = 80 \text{ руб.}$$

¹ Приведенные цифры являются условными и приближенными, так как специального учета доли этих затрат не ведется. Верхний предел рекомендуется принимать для руд с пониженным коэффициентом извлечения металла при переработке, а нижний — с высоким коэффициентом извлечения.

Затраты на разведку 1 т промышленной руды с содержанием меди $p = 3\%$ по Формуле (76)

$$d_{\text{раз}} = 0,01pd_{\text{р. м}} = 0,01 \cdot 3 \cdot 80 = 2,4 \text{ руб.}$$

Экономический ущерб от непроизводительных затрат на разведку 1 т извлеченной промышленной руды вследствие избыточных потерь $k_1 = 0,96 - 0,88 = 0,08$ по формуле (73) составит

$$u_{\text{п. раз}} = d_{\text{раз}} \left(\frac{k_1}{k_2} - 1 \right),$$

или

$$u_{\text{п. раз}} = 2,4 \left(\frac{0,96}{0,88} - 1 \right) = 2,4 \cdot 0,09 = 0,216 \text{ руб/т}$$

Определение в формуле (75) амортизации капитальных затрат на 1 т промышленной руды. В полной себестоимости добычи 1 т руды амортизация составляет около 15%. Амортизацию оборудования, используемого на подготовительных и очистных работах, в нашем случае учитывать не нужно ввиду того, что она входит в стоимость 1 т руды по системе. Поэтому долю амортизации в себестоимости следует считать равной 8—10%.

Из этих 8—10% около половины не зависит от количества извлеченной руды, вследствие чего учитываемую часть амортизационных отчислений на 1 т запасов промышленной руды $d_{\text{ам}}$ можно принять равной в среднем 5% полной себестоимости добычи, т. е.

$$d_{\text{ам}} = 0,05c_{\text{д}}, \text{ руб/т промышленной руды.} \quad (77)$$

Из ранее рассмотренных примеров примем $c_{\text{д}} = 5,76$ руб.; $k_1 = 0,96$; $k_2 = 0,88$. Тогда

$$d_{\text{ам}} = 0,05 \cdot 5,76 = 0,288 \text{ руб/т промышленной руды.}$$

Экономический ущерб на 1 т извлеченной промышленной руды от роста амортизации вследствие избыточных потерь при добыче

$$u_{\text{п. ам}} = d_{\text{ам}} \left(\frac{k_1}{k_2} - 1 \right),$$

или

$$u_{\text{п. ам}} = 0,288 \left(\frac{0,96}{0,88} - 1 \right) = 0,288 \cdot 0,09 = 0,026 \text{ руб/т промышленной руды.}$$

Выполненные расчеты для различных горногеологических условий показывают, что:

1) экономический ущерб от роста амортизации, как правило, в несколько раз меньше ущерба, связанного с непроизводительными затратами на разведку; в рассматриваемом выше примере он меньше в четыре раза;

2) в то время как ущерб от непроизводительных затрат на разведку прямо пропорционален содержанию металла в руде, ущерб, связанный с ростом амортизации, от содержания металла в руде не зависит;

3) при разнице коэффициентов извлечения руды для сравниваемых систем не свыше 4—5% ущерб от роста амортизации

становится настолько незначительным, что им можно в расчетах пренебречь, особенно для месторождений с ценной рудой и при крупном масштабе рудника.

Определение экономического ущерба, связанного с недополучением прибыли на потерянную руду $d_{н.р.}$. Вопрос о величине экономического ущерба, возникающего вследствие недополучения прибыли от потерянной руды, в отечественной литературе освещен слабо, хотя во многих случаях этот ущерб, как мы убедимся, может быть очень значительным и влияние его на выбор системы разработки может оказаться иногда решающим.

Ввиду сложности решения этого вопроса в общем виде обратимся сначала к наиболее простому случаю, когда ущерб от недополучения прибыли на потерянную руду особенно велик, очевиден и его нетрудно подсчитать.

Допустим, что нужно сравнить две системы разработки для наиболее богатого участка месторождения, в котором содержание металла p_6 значительно превосходит среднее содержание металла p_c основной части этого месторождения. При этом запасы участка богатой руды ограничены и при намеченных размерах ее добычи будут извлечены за сравнительно короткое время, между тем как общие запасы месторождения обеспечивают его длительную разработку.

Обозначим прибыль, получаемую государственным предприятием, которое добывает руды данного месторождения и извлекает из них полезные компоненты (рудник, обогатительная фабрика, металлургический завод), с 1 m промышленной руды через b_6 — при содержании металла p_6 , т.е. при очень богатой руде, и b_c — при содержании металла p_c в остальной части месторождения.

Разница в получаемой прибыли с 1 г очень богатой руды и с 1 г руды остальной части месторождения b_n

$$b_n = b_6 - b_c, \text{ руб/}m \text{ промышленной руды} \quad (78)$$

выражает экономический ущерб от недополучения прибыли на 1 m потерянной богатой руды с содержанием p_6 . Это легко понять, имея в виду, что в рассматриваемом нами случае запасы очень богатой руды ограничены и по мере ее отработки придется увеличивать добычу руды со средним содержанием металла p_c .

Недополучение прибыли может происходить во времени различно:

1) если с ростом потерь происходит соответственное снижение величины годовой добычи богатой руды, то недополучение прибыли начнется сразу же, с первого года отработки богатых руд, и будет продолжаться до тех пор, пока не закончится их отработка;

2) если рост потерь не сопровождается снижением величины годовой добычи богатой руды, то уменьшение получаемой при-

были начнется с того момента, когда запасы богатой руды иссякнут или уменьшатся настолько, что добыча их начнет сокращаться, а затем совсем прекратится.

Первый случай встречается в практике значительно реже второго.

Если обозначить полный срок отработки богатых руд через t лет, то в первом случае предприятие будет недополучать прибыль на потерянную руду, начиная с первого года, в течение всего срока ее отработки t лет. Во втором случае можно считать, что недополучение всей суммы прибыли произойдет сразу (одновременно) по прошествии t лет.

Разумеется, что для предприятия и государства такая разница во времени недополучения прибыли безразлична. Первый случай будет тем более неблагоприятен по сравнению со вторым, чем продолжительнее срок отработки запасов богатых руд. При очень коротких сроках отработки запасов участка богатых руд (например, до 3—5 лет) разница между ними будет несущественна.

Прибыль, получаемую с 1 т промышленной руды, можно записать в виде следующего общего выражения:

$$b = 0,01 p i d_m - (c_{\text{доб}} + c_{\text{пер}}), \text{ руб/т промышленной руды,} \quad (79)$$

где $0,01 p$ — количество металла в 1 г промышленной руды;

i — коэффициент извлечения металла из промышленной руды в процессе переработки (обогащения и металлургического передела);

$0,01 p_i$ — количество металла, извлекаемого из 1 т промышленной руды;

d_m — государственная отпускная цена за весовую единицу металла;

$c_{\text{доо}}$ — полная себестоимость добычи 1 т промышленной руды, состоящая, в свою очередь, из двух слагаемых c_p и c_s ;

c_p — себестоимость добычи 1 т промышленной руды франко-люк (т.е. по системе);

c_s — прочие (кроме системы разработки) расходы на добычу 1 т промышленной руды по руднику (транспорт, водоотлив, вентиляция и другие производственные процессы, общешахтные и общерудничные расходы);

$c_{\text{пер}}$ — стоимость переработки 1 т промышленной руды, (обогащение, металлургический передел до получения металла¹).

¹ Если расчет ведется с использованием государственной отпускной цены концентрата (а не металла), то $c_{\text{пер}}$ включает только стоимость обогащения 1 т руды.

Для очень богатой руды выражение (79) можно записать так:

$$b_6 = 0,01p_6id_m - (c_{пр. б} + c_n + c_{пер}). \quad (80)$$

Соответственно b_c для 1 т руды остальной части месторождения

$$b_c = 0,01p_cid_m - (c_{пр. с} + c_n + c_{пер}). \quad (81)$$

Коэффициент извлечения i из богатых и средних руд для упрощения расчетов принимаем условно один и тот же. Такое допущение существенно не изменяет результатов расчета, хотя в действительности коэффициент i для богатой руды обычно несколько выше.

Прочие расходы c_n на добычу 1 т промышленной руды, а также расходы на ее переработку $c_{пер}$ можно принять независимыми от содержания в ней металла и, следовательно, одинаковыми на 1 т богатой и средней руды.

Тогда, согласно формулы (78), разница в размере получаемой прибыли с 1 т богатой и средней руды составит

$$b_n = [0,01p_6id_m - (c_{пр. б} + c_n + c_{пер})] - [0,01p_cid_m - (c_{пр. с} + c_n + c_{пер})], \quad (82)$$

или после упрощения

$$b_n = 0,01id_m(p_6 - p_c) - (c_{пр. б} - c_{пр. с}), \text{ руб/т про-} \quad (83)$$

мышленной руды.

Пример. Пусть содержание в богатой руде меди $p_6 = 6\%$, среднее содержание в остальной части месторождений $p_c = 2\%$; коэффициент извлечения металла из руды при переработке $i = 0,75$; государственная отпускная цена 1 т меди $d_m = 800$ руб.; стоимость добычи 1 т богатой руды франко-люк по системе $c_{пр. б} = 9$ руб., то же, — 1 т руды остальной части месторождения $c_{пр. с} = 6,61$ руб. (из предыдущего примера). Тогда

$$b_n = 0,01 \cdot 0,75 \cdot 800 (6 - 2) - (9 - 6,61),$$

или

$$b_n = 24 - 2,39 = 21,61 \text{ руб.},$$

где 24 — превышение извлекаемой ценности из богатой руды с содержанием 6% по сравнению с рудой со средним содержанием 2%; 2,39 — удорожание добычи 1 т богатой руды по сравнению со средней.

Таким образом, в результате потери 1 т богатой промышленной руды предприятие (государство) несет экономический ущерб от недополучения прибыли в размере 21,61 руб. По сравнению с ранее подсчитанным экономическим ущербом от непроизводительных затрат на разведку и от роста амортизации капитальных затрат ущерб от недополучения прибыли в данном случае (применительно к богатой руде) во много раз больше.

Напомним, что в рассмотренном ранее примере экономический ущерб на разведку 1 т потерянной руды с содержанием металла 3% был равен 2,4 руб. В пересчете на содержание металла 6% он составит 4,8 руб., что почти в пять раз меньше ущерба от недополучения прибыли. Ущерб же от роста амортизации 0,288 руб. почти в 80 раз меньше ущерба от недополученной прибыли.

В связи с этим для богатых руд экономический ущерб от недополучения прибыли, как правило, является решающим фак-

тором в выборе системы разработки, особенно если для сравниваемых систем разработки величина потерь руды отличается существенно.

Вернемся к вопросу о том, когда произойдет недополучение прибыли и как это должно влиять на результаты расчетов.

Как уже было установлено, в первом случае ежегодное недополучение определенной суммы прибыли будет проявляться с первого года добычи богатой руды и продолжаться равномерно до окончания ее отработки. В этом случае влияние фактора времени недополучения прибыли учитывать не нужно.

Несколько отличаются условия для второго случая, когда недополучение всей суммы прибыли происходит не равномерно по мере отработки богатой руды, а сразу (одновременно), когда заканчивается отработка рассматриваемого участка богатой руды. В этом случае следовало бы учесть фактор времени, ибо недополучение той же суммы прибыли в будущем, только через t лет, для предприятия и государства является меньшим ущербом, чем недополучение, начиная с первого года разработки, равномерно до ее окончания. Здесь имеется аналогия с общепринятым сейчас подходом к сравнению вариантов технических решений с разными сроками капитальных вложений. Капитальные затраты более поздних лет принято приводить к текущему моменту путем деления их на коэффициент, учитывающий средний эффект, который может быть получен в данной отрасли при условии производительного использования капитальных вложений. Этот коэффициент определяется по формуле сложных процентов

$$k_{пр} = (1 + E)^t, \quad (84)$$

где E — отраслевой коэффициент эффективности, равный 0,1—0,2;

t —период времени, на который откладываются капиталовложения при данном варианте относительно другого сравниваемого варианта.

Однако если продолжительность отработки рассматриваемого участка богатых руд не превышает 4—5 лет, то, как показывают расчеты, можно не пересчитывать размер недополученной прибыли с поправкой на фактор времени, т. е. можно принимать b_1 как при первом варианте, так и при втором варианте, равным 21,61 руб. на 1 т. Следовательно, в формуле (74) для определения суммарного экономического ущерба от потери 1 т промышленной руды значение $d_{пр}$ отвечает величине b_1 и равно 21,61 руб.

Рассмотрев частный случай определения экономического ущерба от недополучения прибыли для богатых руд, мы можем теперь обратиться к общему случаю потерь руды с любым содержанием металла, превышающим минимальное промышленное содержание, установленное для данного месторождения. Поскольку последнее соответствует неприбыльной разработке, то

недополученную прибыль в результате потери 1 *m* промышленной руды с содержанием *p* можно определить аналогично формуле (83), пользуясь приведенными при ее выводе соображениями.

Вместо p_c в формуле (83) следует принять *p* — содержание для рассматриваемой части месторождения (иногда это может быть среднее содержание для всего месторождения), вместо p_c — минимальное промышленное содержание p_m . Вычитаемое $c_{np,6}$ — $c_{np,c}$ переписывается в виде

$$c_{np} - c_m, \quad (85)$$

где c_{np} — стоимость добычи франко-люк 1 *m* промышленной руды с содержанием *p* по системе с более высокой стоимостью добычи;

c_m — стоимость добычи 1 *m* руды с минимальным промышленным содержанием по второй системе.

Таким образом, экономический ущерб от недополучения прибыли на 1 *m* потерянной промышленной руды можно представить в общем виде следующей формулой (без учета фактора времени):

$$d_{np} = b_n = 0,01pid_m(p - p_m) - (c_{np} - c_m), \text{ руб.} \quad (86)$$

В большинстве случаев рост потерь руды не сопровождается снижением величины годовой добычи рудника (шахты), так как размер добычи почти всегда можно увеличить на 5—10% (т. е. в пределах разницы потерь при разных системах) за счет интенсификации очистной выемки блоков или за счет ввода в эксплуатацию дополнительных блоков. Поэтому уменьшение добычи руды с содержанием *p* начнется лишь с того момента, когда станет иссякать ее запасы, т. е. к моменту отработки этой руды.

Для того чтобы привести недополученную прибыль d_{np} к текущему моменту, необходимо в знаменатель формулы (86) ввести коэффициент приведения k_{np} , определяемый формулой (84). Если принять в расчетах минимальную величину коэффициента эффективности $E = 0,1$, то k_{np} будет равен 1,1'.

Отсюда экономический ущерб от недополучения прибыли на 1 *m* потерянной промышленной руды с учетом фактора времени можно выразить

$$d_{np} = \frac{1}{1,1^t} [0,01id_m(p - p_m) - (c_{np} - c_m)], \text{ руб.}, \quad (87)$$

где *t* — время, на которое рудник обеспечен запасами руды со средним содержанием *p*.

Для того чтобы убедиться в том, насколько значительно влияет время обеспеченности рудника запасами на величину эконо-

мического ущерба от недополучения прибыли, ниже подсчитаны значения множителя $\frac{1}{1,1^t}$ для значений t от 5 до 30 лет:

Обеспеченность рудника запасами руды лет	5	10	15	20	25	30
Величина множителя $\frac{1}{1,1^t}$	0,62	0,39	0,24	0,15	0,09	0,06.

При обеспеченности рудника запасами руды с данным содержанием на 25 лет экономический ущерб на 1 m потерянной руды снижается в 10 раз, а при обеспеченности на 30 лет происходит снижение ущерба почти в 20 раз. Если принять в расчетах не минимальную величину E (0,1), а среднюю (0,15), то это снижение окажется еще более значительным.

Произведенные расчеты для руд разной ценности и при разных сроках обеспеченности запасами позволяют не учитывать экономический ущерб от недополучения прибыли за счет потерь рядовой руды на месторождениях с относительно невысоким содержанием металла, если обеспеченность запасами руды превышает 25—30 лет.

Пример. Рассчитаем экономический ущерб от недополучения прибыли при сравнении двух систем разработки: 1) для богатой руды с небольшим сроком обеспеченности — 3—5 лет, 2) для рядовой руды при обеспеченности запасами на 25 лет.

В первом случае оставим ранее принятые показатели расчета: $p_s = 6\%$; $p_r = 2\%$; $i = 0,75$; $d_u = 800$ руб.; $c_{sp} = 9$ руб.; $c_{sr} = 6,61$ руб.; величина b_s или d_{sp} по формуле (83) равна 21,61 руб/м; коэффициенты извлечения руды при сравниваемых системах $k_1 = 0,96$ и $k_2 = 0,88$.

Экономический ущерб от недополучения прибыли вследствие избыточных потерь руды при второй системе по сравнению с первой согласно формуле (73) составит

$$u_{np} = d_{np} \left(\frac{k_1}{k_2} - 1 \right) = 21,61 \left(\frac{0,96}{0,88} - 1 \right) = 21,61 \cdot 0,09 = 1,94 \text{ руб.}$$

Во втором случае (для рядовой руды) примем $p = 2$; $p_u = 1\%$; $i = 0,75$; $d_u = 800$ руб.; $c_{sp} = 6,61$ руб.; $c_s = 5$ руб.; обеспеченность запасами рядовых руд 25 лет; $k_1 = 0,88$ и $k_2 = 0,80$.

По формуле (87) экономический ущерб от недополучения прибыли на 1 m потерянной промышленной руды с учетом фактора времени составит

$$d_{np} = \frac{1}{1,1^{25}} [0,01 \cdot 0,75 \cdot 800 (2 - 1) - (6,61 - 5)],$$

или

$$d_{np} = \frac{1}{10,75} (6 - 1,61) = \frac{4,39}{10,75} = 0,40 \text{ руб.}$$

По сравнению с ранее установленным ущербом от потери 1 m руды с содержанием металла 6% ущерб от потери 1 m рядовой руды с содержанием 2% получился в 50 раз меньше. Он оказался близким по величине ущербу от роста амортизации капитальных затрат (0,288 руб.). Влиянием его на выбор системы разработки поэтому можно пренебречь.

В самом деле, ущерб от недополучения прибыли вследствие избыточных потерь руды при второй системе разработки, по сравнению с первой системой по формуле (73) больше на

$$u_{\Pi} = d_{\Pi} \left(\frac{k_1}{k_2} - 1 \right) = 0,40 \left(\frac{0,88}{0,80} - 1 \right) = 0,40 \cdot 0,1 = 0,04 \text{ руб.},$$

что составляет около 0,5% стоимости добычи 1 т промышленной руды, т. е. не выходит за пределы допускаемой неточности технико-экономических расчетов, где основные расчетные показатели являются примерными, а сам метод расчета содержит ряд допущений.

Для определения экономического ущерба, связанного с потерями руды и металла при различных системах разработки, необходимо иметь в виду также возможную разницу в величине потерь металла в процессе переработки руды с неодинаковым разубоживанием.

Общеизвестно, что коэффициент извлечения металла из руды в концентрат часто бывает тем ниже, чем сильнее разубожена руда при добыче. Иногда одновременно с этим ухудшается и качество получаемого концентрата, что приводит к некоторому снижению извлечения металла из концентрата.

Снижение коэффициента извлечения при переработке разубоженных руд объясняется рядом причин, в том числе иными составом, строением, крупностью и физико-химическими свойствами рудных минералов, примешанных к добытой промышленной руде вместе с вмещающими породами. Напомним, что в расчетах мы учитывали полезные компоненты, добавленные с вмещающими породами, между тем извлечение их при переработке руды иногда связано со значительно большими потерями, чем извлечение полезных компонентов, заключенных в промышленной руде (например, примешивание к руде, представленной неокисленными железистыми кварцитами), вмещающих пород в виде окисленных кварцитов.

Если коэффициент извлечения полезных компонентов при переработке руды с содержанием q_1 добытой системой I, обозначить через i_1 , а при переработке руды с содержанием q_2 добытой системой II, через i_2 , то избыточные потери полезных компонентов при переработке 1 т промышленной руды составят

$$M_{\text{из}} = 0,01p(i_1 - i_2), \quad (88)$$

или, обозначая $i_1 - i_2$ через $i_{\text{из}}$,

$$M_{\text{из}} = 0,01pi_{\text{из}}, \quad m \text{ (кг)}. \quad (89)$$

В денежном выражении ущерб от избыточных потерь при переработке 1 т промышленной руды может быть представлен формулой

$$u_{\text{из}} = M_{\text{из}}d_M = 0,01pi_{\text{из}}d_M.$$

Покажем на примере, насколько значителен этот экономический ущерб.

Примем содержание металла в промышленной руде $p = 4\%$, содержание металла в товарной руде для первой системы разработки $q_1 = 3,5\%$ и для второй системы $q_2 = 2,8\%$.

Пусть соответствующие коэффициенты извлечения металла при переработке руды равны: $i_1 = 0,85$ и $i_2 = 0,82$; отпускная цена 1 т металла 800 руб. Тогда по формуле (90) экономический ущерб от избыточных потерь металла при переработке руды, добытой второй системой, на 1 т извлеченной промышленной руды составит

$$u_{из} = 0,01 \cdot 4 \cdot 0,03 \cdot 800 = 0,96 \text{ руб/т.}$$

Как видим, величина этого ущерба выражается значительной цифрой. Добавление ее к подсчитанному экономическому ущербу от избыточных потерь руды при второй системе разработки может существенно повлиять на окончательный выбор системы.

Краткие выводы

Сравнение экономической эффективности систем разработки рудных месторождений представляет собой чрезвычайно важную и вместе с этим очень сложную технико-экономическую задачу.

В качестве основного критерия для сравнения экономической эффективности систем предлагается использовать себестоимость добычи 1 т промышленной руды с учетом экономического ущерба, связанного с разной величиной потерь и разубоживания для сравниваемых систем.

В этот ущерб входит в качестве одной из его составных частей разница в затратах на переработку 1 т промышленной руды (а следовательно, и на весовую единицу металла или концентрата), добытой сравниваемыми системами разработки.

Таким образом, предлагаемый метод сравнения основывается на выявлении разницы в затратах не на добычу руды, а на конечную продукцию горного предприятия и одновременно позволяет учесть ущерб от непроизводительных затрат государственных средств на разведку потерянной руды и от недополучения прибыли на потерянную руду.

Используемые в расчетах показатели могут быть определены с достаточной степенью точности при выборе системы в стадии проектирования горного предприятия, а при выборе системы разработки на действующем горном предприятии они известны вполне точно.

Для месторождений с рудой от низкой до средней ценности важнейшими показателями экономической эффективности системы являются себестоимость добычи товарной руды и ущерб от разубоживания руды при добыче. Экономический ущерб от по-

терь руды в этом случае не велик. При разработке малоценных руд им можно вообще пренебречь.

Напротив, для руд высокой ценности размер экономического ущерба от потерь в процессе добычи может приобрести решающее значение. Поэтому в очень богатых рудах следует отдавать предпочтение системам с высоким коэффициентом извлечения руды из недр, хотя бы стоимость добычи руды при этом была заметно более высокой.

Разница в стоимости конечной продукции для сравниваемых систем разработки, выявляемая при изложенном методе сравнения систем, позволяет легко определить разницу в размере получаемой (или ожидаемой) прибыли и относительную рентабельность сравниваемых систем.

Глава XXIII • ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПАРАМЕТРАХ ВСКРЫТИЯ И СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

При проектировании, строительстве рудника и в процессе его эксплуатации большое значение имеет правильный выбор основных параметров, т.е. размеров элементов вскрытия и систем разработки.

К основным параметрам относятся:

1) для *вскрытия и подготовки* — размеры шахтного поля и его крыльев; годовая производственная мощность рудника (шахты); годовое понижение выемки по руднику (шахте); размеры поперечного сечения стволов шахт, околоствольных выработок, квершлагов, штреков, восстающих; высота этажа, срок его подготовки и отработки;

2) для *систем разработки* — размеры выемочных блоков и камер — их высота, ширина, длина, интенсивность (скорость продвижения) очистной выемки в блоке, расстояние между рудоспусками, ходками, камерами грохочения и размеры их сечений; высота подэтажей, слоев, уступов; ширина выемочных полос, заходок, панелей, зон; ширина междукамерных целиков, толщина междукамерных целиков и др.

Некоторые из этих параметров и принципы их определения были рассмотрены при изучении вскрытия и подготовки, например размер шахтного поля, выбор места заложения главного шахтного ствола, размеры поперечных сечений штреков и восстающих, другие — при изучении подготовки и систем разработки, например: размеры выемочных блоков; расстояние между рудоспусками, ходками, камерами грохочения и размеры их сечений; высота подэтажей, слоев, уступов; ширина выемочных полос; заходок, панелей и др. Наконец, ряд параметров, такие, как размеры сечения стволов, околоствольных выработок, квершлагов, рассматриваются в других учебных курсах.

Для определения многих параметров, в частности почти всех параметров конструктивных элементов систем разработки, не существует общего расчетного метода. В каждом конкретном случае, даже при одной и той же системе разработки, эти параметры могут существенно отличаться под влиянием огромного числа факторов. Обобщить это влияние и найти какой-то общий прин-

цип расчета этих параметров пока не удалось. Выбор таких параметров производится на основании данных практики, которые приво­дились в процессе рассмотрения отдельных систем.

Поэтому ограничимся здесь рассмотрением известных в литературе расчетных методов и некоторых общих принципов, которые используются в практике для определения наиболее важных параметров.

§ 2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГОДОВОЙ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ РУДНИКА (ШАХТЫ) ПО ГОРНЫМ ВОЗМОЖНОСТЯМ

В главе IV мы указывали, что в условиях социалистической системы хозяйства производственная мощность горного предприятия устанавливается специальными заданиями на основе государственного плана развития данной отрасли горной промышленности и плановой потребности в продукции, вырабатываемой предприятием, в состав которого входит рудник.

Однако во многих случаях, например при установлении производственной мощности отдельных рудников (шахт), входящих в состав горного предприятия с заданной планом производственной мощностью, определении очередности включения в эксплуатацию шахт, намечаемой реконструкции предприятия (рудника) с целью увеличения его производственной мощности, приходится определять расчетом годовую производственную мощность рудника по горным возможностям и экономически целесообразную.

Для составления годовой и перспективной производственной программы работающего рудника также приходится определять возможный размер добычи руды в связи с внедрением новой техники, интенсификацией производства, изменением горногеологических условий на разрабатываемом месторождении или реконструкцией отдельных элементов рудника.

Рассмотрим методы определения годовой производственной мощности рудника по горным возможностям.

Расчет годовой добычи по фронту и по скорости очистной выемки Годовая добыча руды зависит от большого числа факторов, которые можно объединить в три группы:

- 1) геологические факторы, известные по данным разведки или эксплуатации месторождения;
- 2) горнотехнические факторы, характеризующие выбранную по технико-экономическим соображениям систему разработки, ее параметры и способ вскрытия месторождения;

3) организационно-технические факторы, которые в условиях данного месторождения и выбранной системы разработки выражаются в расчетной скорости проходки выработок и подвигания очистной выемки.

Наиболее сложная часть расчета годовой добычи состоит в установлении величины площади S_o , m' , находящейся под очистной выемкой, и скорости подготовки. Вторым расчетным показателем — среднюю скорость подвигания очистной выемки v_o по вертикали ($m/год$ или $m/месяц$) — можно установить расчетом или по практическим данным.

Годовая добыча рудника A определяется по формуле

$$A = \frac{S_o v_o \gamma_k}{1 - r}, m/год, \quad (91)$$

где γ — объемный вес добываемой руды, m/m' ;

k и r — соответственно коэффициенты извлечения и разубоживания руды при добыче.

Остановимся на общей характеристике расчетных показателей S_o и v_o .

Площадь под очистной выемкой. Ежегодно находящаяся под очистной выемкой рудная площадь S_o , как правило, составляет только часть общей рудной площади S , входящей в поле данного рудника.

Отношение $i = \frac{S_o}{S}$ — называют *коэффициентом использования рудной площади*.

В зависимости от характера месторождения, способа его вскрытия и подготовки, применяемой системы разработки, числа одновременно разрабатываемых этажей, скорости проходки выработок коэффициент использования рудной площади колеблется от 0,3 до 1,0.

Величина коэффициента i может быть больше единицы только в том случае, если очистную выемку ведут на нескольких этажах одновременно.

Для увеличения годовой добычи необходимо добиваться роста величины i путем правильного планирования работ по вскрытию, нарезке, очистной выемке и погашению отработанных этажей, создания опережения вскрытия над подготовкой, а подготовки над нарезкой и очистной выемкой, увеличения скорости проходки выработок.

Практика показывает, что величина i для большинства систем разработки уменьшается с увеличением рудной площади шахтного поля.

Скорость подвигания очистной выемки v_o в блоке зависит от большого числа факторов и в первую очередь:

1) от применяемой системы разработки, состояния механизации очистной выемки и размеров конструктивных элементов выемочного блока;

2) от физических свойств руды, главным образом от ее крепости и устойчивости.

Для некоторых систем разработки скорость очистной выемки блока в различных ее стадиях не одинакова. Поэтому для систем разработки с выемкой в две или три стадии следует различать скорость выемки по стадиям и средневзвешенную скорость по блоку в целом.

В табл. 52 приведены практические данные о скорости очистной выемки для различных систем разработки на рудниках СССР.

Таблица 52
Скорость очистной выемки на рудниках СССР

Система разработки	Средняя мощность рудного тела, м	Скорость подвигания очистной выемки по вертикали, м/месяц		
		от	до	средняя
Системы с распорной крепью:				
потолкоуступная в крутопадающих жилах	1—3	6	10	8
слоевое магазинирование	1—2	8	18	12
Система разработки с поэтажной выемкой:				
с выемкой камерами по простиранию ¹	10—20	6	12	10
с выемкой камерами вкрест простирания	20—40	10	15	12
Системы разработки с магазинированием в тонких жилах ²	0,5—2	6	30	15—20
Системы с закладкой (горизонтальные слои):				
тонкие рудные тела	1—2	4	6	5
мощные рудные тела ³	—	3	7	5
Системы разработки со станковой крепью и закладкой:				
короткие блоки	> 15	8	12	10
вертикальные прирезки	> 15	5	8	6
длинные блоки	> 15	3	6	4
Подэтажное обрушение:				
вариант «закрытый веер»	15—20	1,5	3,5	2,5
вариант «грушевидные заходки»	15—20	3	5	4
обрушение глубокими скважинами	15—20	3	7	5
Слоевое обрушение:				
рудные тела умеренной мощности (до 8—10 м)	< 10	2	4	3
мощные рудные тела	10—50	1,5	3	2

¹ Первая стадия выемки камер; нарезка блока и выемка целиков не включены

² С учетом выпуска руды.

³ То же, при выемке вкрест простирания

В таблицу включены освоенные показатели по хорошо работающим рудникам. Скорости, достигнутые в отдельных блоках новаторами и передовиками производства, значительно превышают данные, приведенные в табл. 52. Эти наивысшие показатели нельзя принимать для определения добычи по руднику в целом, но в подсчете средних достигнутых на руднике показателей они нашли отражение.

Приведенным способом расчета возможной годовой добычи удобно пользоваться на работающих рудниках для планирования добычи на ближайший год.

Расчет дает достаточно точные и обоснованные результаты, так как исходные величины в расчетной формуле на действующем руднике можно установить с большой достоверностью: площадь S_0 , которая будет находиться под очистной выемкой в планируемом году, можно определить по фактическому состоянию подготовительных, нарезных и очистных работ с учетом изменений ее в году, исходя из календарного плана работ; среднюю скорость v подвигания очистной выемки, а также γk и r можно определить с большой точностью на основе опыта данного рудника.

Расчет годовой добычи по скорости понижения выемки месторождения Возможная годовая добыча на данном месторождении (части его) может быть выражена через годовое понижение очистной выемки месторождения по вертикали формулой (91).

Практические данные рудников за последние 15—20 лет показывают, что величина годового понижения v зависит от многих факторов:

1) годовое понижение выемки v растет по мере увеличения угла падения рудных тел и уменьшения их мощности;

2) с увеличением длины и площади шахтного поля годовое понижение выемки, как правило, уменьшается;

3) годовое понижение выемки возрастает с ускорением подготовительных работ и созданием опережения их над очистной выемкой в тех случаях, когда развитие фронта очистной выемки ограничивается подготовкой;

4) влияние системы разработки не всегда сказывается заметно, так как большее влияние оказывают все другие факторы. Так, по рудникам Криворожского бассейна для двух основных систем разработки — подэтажного обрушения и подэтажных штреков — разница в величине годового понижения не отмечается. По рудникам, разрабатывающим тонкие жилы, также не имеется особенно высоких значений v для каких-либо определенных систем и низких — для других систем. Высокие значения v на рудниках, применяющих системы с закладкой, объясняются, как правило, многоэтажной разработкой. При одноэтажной разработке эти системы, напротив, характеризуются малыми значениями v . Система разработки с магазинированием дает при прочих равных условиях наибольшее годовое понижение;

5) годовое понижение выемки зависит от степени разведанности месторождения, постоянства элементов его залегания, от наличия тектонических нарушений, от гидрогеологических и других условий. Величина годового понижения выемки на большин-

стве отечественных рудников составляет от 15 до 25—30 м и редко превышает 40 м.

Основными причинами низкой интенсивности разработки на отдельных рудниках, кроме причин горногеологического характера (очень большая мощность месторождения и рудной площади, пологое падение, неблагоприятные условия залегания), обычно являются: малое опережение вскрытия над подготовкой и подготовки над очистной выемкой; медленная проходка горнокапитальных и подготовительных выработок; недостаточное использование многоэтажной разработки; медленное ведение очистной выемки в заключительных стадиях, например при выемке междуканальных и междуэтажных целиков, что снижает среднюю скорость подвигания очистной выемки по блоку в целом.

Таблица 53

Величина годового понижения выемки в зависимости от размера шахтного поля и числа работающих этажей

Категория шахтных полей и число	Годовое понижение выемки, м			Факторы, влияющие на величину крайних значений
	от	до	среднее	
Поля небольших размеров, выемка:				
одноэтажная	15	25	20	Система разработки, скорость подготовки То же То же, и условия вскрытия
двухэтажная	20	30	25	
многоэтажная	25	60	35—40	
Поля средних размеров, выемка:				
одноэтажная	18	30	22	Система разработки и опережение вскрытия и подготовки То же Система разработки
двухэтажная	20	35	27	
трехэтажная	25	40	32	
Поля больших размеров, выемка ¹ :				
одноэтажная	15	20	18	Опережение вскрытия и подготовки и скорость проходки выработок То же
двухэтажная	20	30	25	
Поля очень больших размеров, выемка:				
одноэтажная	12	18	15	Опережение вскрытия и подготовки, скорость проходки выработок То же
двухэтажная	15	20	18	

¹ При больших размерах шахтных полей трехэтажная выемка, как правило, не применяется.

В табл. 53 на основании практических данных и расчетов приведены величины годового понижения выемки в зависимости от размеров шахтного поля и числа одновременно эксплуатируемых этажей.

Классификация шахтных полей по их длине и площади, положенная в основу табл. 53, приведена в табл. 54.

Таблица 54
Классификация шахтных полей по длине и площади

Категория шахтного поля	Размер шахтного поля	Тонкие и средней мощности месторождения (менее 15 м)	Мощные месторождения (более 15 м)	
		длина поля по простиранию, м	длина поля по простиранию, м	рудная площадь, м ²
I	Небольших размеров	До 500—600	До 30	До 4000—5000
II	Средних размеров	600—1000	300—600	5 000—12 000
III	Больших размеров	1000—1500	600—1000	12 000—25 000
IV	Очень больших размеров	Свыше 1500	Свыше 1000	Свыше 25 000

Таблица 55
Поправочные коэффициенты k_1 и k_2 для годового понижения выемки в зависимости от угла падения и мощности месторождения

Угол падения, град	Значения поправочного коэффициента k_1	Мощность рудных тел	Значения поправочного коэффициента k_2
90	1,2	Маломощные (до 5 м)	1,25
60	1,0	Средней мощности (5—15 м)	1,0
45	0,9	Мощные (5—25 м)	0,8
30	0,8	Очень мощные (свыше 25 м)	0,6

Значения ν (см. табл. 53) даны для месторождения мощностью 5—15 м и с углом падения 60°. Для месторождений иной мощности и с иным углом падения в значение ν нужно вводить поправочные коэффициенты k_1 и k_2 по данным табл. 55.

Наибольшие значения ν отвечают наиболее благоприятному сочетанию условий (см. пункты 1—5). Неблагоприятное сочетание этих условий отвечает пониженным значениям ν .

Необходимо также учитывать, что в первые годы эксплуатации месторождения обычно трудно развить высокую интенсивность разработки. В последующие годы по мере освоения на руднике эффективных систем разработки и средств механизации интенсивность разработки, как правило, возрастает.

При окончательном выборе величины v по таблицам приходится, в известной мере, полагаться на умение правильно оценить значимость многих факторов для отнесения данного рудника к той или иной группе. Однако и при других методах расчета такие показатели, как скорость проходки выработок, время нарезки блока, скорость очистной выемки, время погашения целиков, так же выбирают на основании практических данных, руководствуясь опытом. Ввиду этого изложенный метод определения годовой добычи через годовое понижение по своей надежности не уступает любому расчетному методу.

Показатель «годовое понижение выемки» пригоден только для крутопадающих и наклонных месторождений. При угле падения меньше 30° приходится рассчитывать годовую добычу по величине фронта очистной выемки и скорости его подвигания для выбранной системы разработки.

Покажем на примере ход определения годовой добычи по величине годового понижения выемки.

Пример. Месторождение жильное. Общая разведанная длина по простиранию 600 м, угол падения 70° , мощность от 0,7 до 5 м (средняя 1,15 м), рудная площадь 700 м². Три верхних этажа вскрыты штольнями по руде, нижние — слепым стволом.

Системы разработки: горизонтальные слои с закладкой и система с магзинированием руды. По условиям подготовки и очистной выемке возможна одновременная отработка двух этажей. Объемный вес рудной массы $\gamma = 3,3$; коэффициент извлечения руды $k = 0,90$, коэффициент разубоживания $r = 0,20$.

Согласно табл. 54 месторождение может быть отнесено к I категории.

Для такого месторождения по табл. 53 при двухэтажной разработке прием близкое к среднему значение $v = 25$ м

Поправочный коэффициент k_1 на угол падения 70° по табл. 55 можно принять (путем интерполирования) равным 1,08, поправочный коэффициент на мощность $k_2 = 1,25$. Тогда величина v для расчета годовой добычи

$$v = 25 \cdot 1,08 \cdot 1,25 = 34 \text{ м.}$$

Годовая добыча

$$A = \frac{34 \cdot 700 \cdot 3,3 \cdot 0,90}{1 - 0,20} = 88000 \text{ т.}$$

С учетом последующего роста интенсивности разработки годовая добыча данного рудника со временем может быть доведена до 100 тыс. т.

Кроме описанных методов расчета годовой добычи рудника по горным возможностям, необходимо указать на расчет по условиям развития очистных работ [26].

Наиболее надежным и точным для определения возможной производственной мощности действующего рудника следует считать расчет, основанный на составлении календарного плана разработки. Такой расчет позволяет учесть все конкретные особенности месторождения, качество руды по отдельным участкам, интенсивность выемки в рудных блоках, а также предусмотреть коэффициент резерва в отдельные периоды, изменение соотношения добычи по рудным телам, этажам и т. д.

Проверка расчетной годовой добычи по времени вскрытия и подготовки этажа Полученную расчетом годовую добычу необходимо проверить на соблюдение условия равенства времени отработки этажа, находящегося в эксплуатации, и времени вскрытия и подготовки нового этажа, так как для нормальной работы рудника необходимо сохранение резерва вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды.

Освоенные на отечественных рудниках высокие скорости проходки стволов, околоствольных выработок, квершлагов, штреков и восстающих позволяют вскрывать и подготавливать новые этажи в короткие сроки (1,5—2 года), опережая выемку рабочих этажей даже в том случае, если ее ведут очень интенсивно — с годовым понижением 20—30 м и более. Однако в ряде случаев, например при небольшой высоте этажа, очень длинных квершлагах и крыльях шахтного поля, сложной схеме подготовки основного горизонта, трудных гидрогеологических условиях проходки выработок и др., могут возникать затруднения в своевременном вскрытии и подготовке новых этажей.

Вскрытие и подготовку можно значительно ускорить за счет: 1) заблаговременной углубки стволов с опережением на несколько этажей и частичного совмещения во времени работ по углубке стволов, проведении околоствольных выработок, квершлагов и штреков; 2) применения скоростных методов проведения выработок; 3) проведения выработок основного горизонта встречными забоями из подъемного и вспомогательного стволов; 4) применения для вскрытия временных слепых стволов.

Последней меры стремятся обычно избегать, так как она связана иногда с крупными дополнительными затратами.

Увеличение высоты этажа также облегчает своевременную подготовку новых этажей благодаря тому, что при этом возрастает время отработки этажа.

§ 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКИ ЦЕЛЕСООБРАЗНОЙ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ И СРОКОВ СУЩЕСТВОВАНИЯ РУДНИКА (ШАХТЫ)

Масштаб рудника (шахты), т. е. его годовую производственную мощность по добыче руды, обычно принимают, соотносясь с размерами и запасами месторождения. На крупном месторождении создается соответственно крупный рудник, на месторождении с малыми запасами — небольшой.

При строительстве очень крупных шахт на месторождениях со сложными условиями залегания требуется выполнение большого объема капитальных и подготовительных работ, вследствие чего строительство и освоение полной проектной производственной мощности шахты могут затянуться на длительное время. Это

приводит к перерасходам и удорожанию добычи. Поэтому, чтобы скорее выполнить строительство и развить добычу, вместо одной крупной шахты иногда предпочитают закладывать две-три средние.

Независимо от того, является ли месторождение очень крупным и его целесообразно разрабатывать несколькими шахтами или размеры месторождения невелики и для его разработки достаточно одной шахты, в обоих случаях при определении экономически целесообразной производственной мощности рудника и шахты нужно учитывать: 1) эксплуатационные e — текущие расходы по добыче 1 t руды; 2) амортизацию (погашение) a капитальных затрат на 1 t извлеченных запасов руды.

Себестоимость 1 t руды c можно рассматривать как сумму эксплуатационных расходов e и амортизации a

$$c = e + a, \quad \text{руб./}t. \quad (92)$$

Эксплуатационные расходы c являются главной составной частью полной себестоимости и обычно составляют от 75—80 до 90%; на амортизацию капитальных затрат приходится только 10—15%, очень редко до 25%.

Распределение эксплуатационных расходов e между отдельными производственными процессами на горнорудных предприятиях приведено в табл. 56.

Таблица 56

Удельный вес эксплуатационных расходов по отдельным статьям

Статьи эксплуатационных расходов	Удельный вес в общей сумме эксплуатационных расходов, %
1. Подготовительные работы	8—15
2. Очистная выемка	40—60
3. Откатка	5—10
4. Подъем	4 - 8
5. Водоотлив	0 - 10
6. Вентиляция	1—2
7. Ремонт и поддержание выработок	1—10
8. Подземное освещение	До 1
9. Обслуживание поверхности у шахты	3 - 5
10. Общерудничные и общешахтные расходы	15—25

С увеличением проектной производственной мощности рудника некоторые из этих расходов (статьи 1 и 2) на 1 t руды остаются неизменными или изменяются мало. Расходы на 1 t по большинству остальных статей с увеличением производительности рудника уменьшаются, но не прямо пропорционально, а со значительным отставанием. И, наконец, расходы на 1 t руды по

статьям 5 и 10 снижаются почти пропорционально росту производственной мощности рудника (шахты).

В целом эксплуатационные расходы на 1 т руды с увеличением производственной мощности шахты снижаются примерно согласно кривой 1, показанной на рис. 345.

При небольших производственных мощностях эта кривая опускается круто и затем постепенно выполаживается. Это означает, что увеличение производственной мощности рудника резко сказывается на снижении эксплуатационных расходов на 1 т при небольших масштабах рудника и заметно слабее проявляется по мере роста последнего.

Расчетами установлено, что для рудников небольших масштабов удвоение проектной производственной мощности дает снижение эксплуатационных расходов на 1 т на 25—30%, а для крупных рудников — на 10—15%. Иначе говоря, увеличение годовой добычи на 10% для небольших рудников дает снижение эксплуатационных расходов на 1 т руды на 2,5—3%, а для крупных рудников — на 1—1,5%.

Увеличение проектной производственной мощности рудника с точки зрения эксплуатационных расходов на 1 т руды всегда целесообразно, если оно не сопровождается переходом на более дорогостоящую систему разработки и не требует увеличения числа эксплуатационных стволов. Переход на другую систему разработки или замена одного ствола двумя сопровождается резким изменением эксплуатационных расходов даже вне зависимости от того, изменяется или остается постоянной годовая добыча рудника. Поэтому влияние изменения технико-организационной структуры рудника на себестоимость добычи руды должно учитываться отдельно.

Капитальные затраты, вкладываемые в сооружение рудника, разделяются на шесть основных групп. Наименование и примерный удельный вес каждой из этих групп приведены в табл. 57.

Капитальные затраты на жилищное и культурно-бытовое строительство по существующим законоположениям на стоимость 1 т руды не списывают и прямого влияния на себестои-

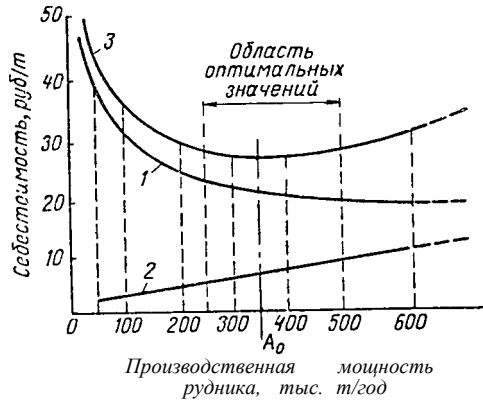


Рис. 345. График зависимости эксплуатационных расходов, амортизационных отчислений и полной себестоимости добычи руды от производительности рудника: 1 — эксплуатационные расходы; 2 — амортизационные отчисления; 3 — полная себестоимость добычи руды

мость не оказывают. Однако влиянием затрат по жилищному строительству при определении целесообразности производительности рудника в ряде случаев пренебрегать нельзя, например в отдаленных нежилых районах, где после прекращения работ на рудниках культурно-бытовые здания не могут быть должным образом использованы.

Таблица 57

Удельный вес капитальных затрат по группам

группы	Группы капитальных затрат (по техническим факторам)	Удельный вес в общей сумме капитальных затрат. %
1	Предварительные работы (проектирование рудника, изыскания, освоение территории и др.)	2—5
2	Горнокапитальные работы	40—60
3	Электромеханическое оборудование	20—40
4	Технические и хозяйственные сооружения (здания, копы, фундаменты, бункера и др.)	18—35
5	Транспортные сооружения	
6	Мелкое имущество и инвентарь	1—3

С увеличением производственной мощности рудника размер капиталовложений на его строительство возрастает, а так как запасы руды в месторождении при этом неизменны, то погашение капитальных затрат на 1 т руды увеличивается примерно в такой же степени, как и общая сумма капитальных затрат.

Установлено, что величина погашения капитальных затрат на 1 т запасов руды растет с увеличением проектной производственной мощности рудника (см. рис. 345, прямая 2). Поэтому увеличивать производственную мощность рудника экономически целесообразно до тех пор, пока снижение эксплуатационных расходов на 1 т руды не станет перекрываться ростом погашения капитальных затрат и полная себестоимость 1 т руды начнет расти.

Таким образом, экономически целесообразная производственная мощность рудника отвечает наиболее благоприятному сочетанию (минимальной сумме) эксплуатационных расходов и погашения капитальных затрат на 1 г добычи.

На рис. 345 такому сочетанию эксплуатационных расходов 1 и погашения капитальных затрат 2 отвечает годовая производственная мощность рудника $A_0 = 350$ тыс. т. При такой производственной мощности рудника кривая 5, которая выражает сумму эксплуатационных расходов и погашения капитальных затрат, т. е. себестоимость добычи 1 г, имеет точку перегиба — минимум. Влево и вправо от этой точки, т. е. при проектной производственной мощности меньшей и большей 350 тыс. т, сочетание эксплуатационных расходов и погашения менее благоприятно и себестоимость более высокая.

Однако нельзя считать экономически целесообразной какую-то строго определенную годовую производственную мощность, в данном случае 350 тыс. т, так как в области точки перегиба ординаты кривой 3 изменяются очень медленно. Практически следует считаться не с какой-то строго фиксированной цифрой, а с довольно широкой областью экономически целесообразной производственной мощности рудника.

Окончательно годовую производственную мощность внутри этой области следует принимать с учетом влияния таких факторов, как перспективы возможного прироста запасов месторождения, продолжительность периода освоения проектной добычи, условия и стоимость переработки руды, величина затрат на непромышленные объекты, экономические и географические условия района.

Для практических целей можно использовать приведенные в табл. 58 соотношения между годовой производственной мощностью рудника и сроком его существования, при которых обеспечивается наиболее благоприятное сочетание эксплуатационных расходов и капитальных затрат.

Таблица 58

Экономически целесообразные сроки существования рудника в зависимости от годовой производственной мощности

Годовая производительность рудника, тыс. т	Экономически целесообразный срок существования лет			
	малая глубина и легкие условия вскрытия и разработки		большая глубина и трудные условия вскрытия и разработки	
50—100	3—4	8—10	4—5	12—15
100—200	4—5	10—12	5—6	15—18
200—500	5—6	12—15	6—8	20
500—1000	8—10	15—18	10—12	25
1000	12—15	20—25	15	30 и более

При определении годовой производственной мощности рудника по данным этой таблицы необходимо знать запас месторождения, на котором проектируется данный рудник. Принятая производственная мощность рудника A должна удовлетворять выражению (см. главу IV) (24)

$$A = \frac{Tk}{t_p(1-r)}, \text{ т/год.}$$

Для окончательного выбора срока существования рудника t_p по данным, приведенным в табл. 58, следует принимать наименьшие значения t_p при:

1) особой потребности в данном полезном ископаемом и высокой его ценности;

2) наличие перспектив значительного прироста запасов, вследствие чего даже в случае увеличенной производственной мощности срок существования рудника окажется достаточным;

3) благоприятных горногеологических условиях, когда возможно освоение проектной производственной мощности рудника в короткий срок;

4) относительно небольших капитальных затратах на строительство и оборудование рудника;

5) наличии обогатительной фабрики или металлургического завода, куда может быть направлена на переработку руда; необходимость строительства дорогостоящей обогатительной фабрики или металлургического завода всегда приводит к удлинению срока существования предприятия;

6) распространении месторождения на небольшую глубину и значительных горизонтальных размерах;

7) большом притоке воды в руднике и сильном горном давлении.

Наибольшие значения t_p следует принимать при противоположных условиях.

Для того чтобы иметь возможность увеличить в будущем производственную мощность рудника сверх проектной вследствие совершенствования применяемого оборудования и систем разработки, а также вовлечения в эксплуатацию забалансовых руд, необходимо при проектировании рудника предусматривать резерв производственной мощности в проекте или возможность реконструкции стволов, подъемных установок, надшахтных и транспортных сооружений.

§ 4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЫСОТЫ ЭТАЖА

Рассматривая вопрос о высоте этажа и изучая системы разработки, мы убедились, что на выбор высоты этажа оказывает влияние большое число факторов горнотехнического, геологического и экономического характера.

Наиболее существенные из них: система разработки, способ вскрытия, интенсивность выемки этажа и время, необходимое на его подготовку; мощность месторождения, выдержанность элементов его залегания и угол падения; физико-механические свойства руды и вмещающих пород. К числу основных экономических факторов относятся: стоимость проходки в этаже околоствольных выработок, квершлагов, выработок основного горизонта, горизонта вторичного дробления, горизонта подсечки, расходы по доставке материалов и оборудования в очистные забои, по ремонту восстающих, подъему руды и др.

Рассмотрим вначале влияние высоты этажа на себестоимость 1 г руды.

Изменение различных затрат и расходов на 1 т руды, зависящих от принятой высоты этажа, можно выразить графически.

На рис. 346 прямая 1 показывает увеличение расходов на 1 т руды по доставке материалов в очистные забои, по проходке и ремонту восстающих, подъему руды, водоотливу, а также по передвижению рабочих в очистные забои (из штрека) в зависимости от высоты этажа.

Анализ этих расходов показывает, что уравнение прямой 1, выражающей их рост с увеличением высоты этажа, можно представить в следующем виде:

$$q_1 = kh \quad (93)$$

где q_1 — эксплуатационные расходы на 1 т руды, которые возрастают с увеличением высоты этажа;
 k — коэффициент, численно выражающий рост этих расходов на 1 т руды при увеличении высоты этажа на 1 м;

h — высота этажа, м.

Кривая 2 выражает зависимость от высоты этажа затрат на 1 т руды по проведению обслуживающих этаж квершлагов, околоствольных выработок, выработок основного горизонта с горизонтом дробления и подсечки и др.

Если обозначить полную стоимость проходки перечисленных выработок через k_n , то при извлекаемом запасе руды в этаже

$$T = \frac{Sh\gamma k}{1-r}, \quad (94)$$

затраты q_2 на 1 т руды составят

$$q_2 = \frac{k_n(1-r)}{Sh\gamma k}, \text{ руб/т.} \quad (95)$$

С увеличением высоты этажа h затраты q_2 снижаются по гиперболической кривой 2.

Экономически целесообразной будет такая высота этажа,

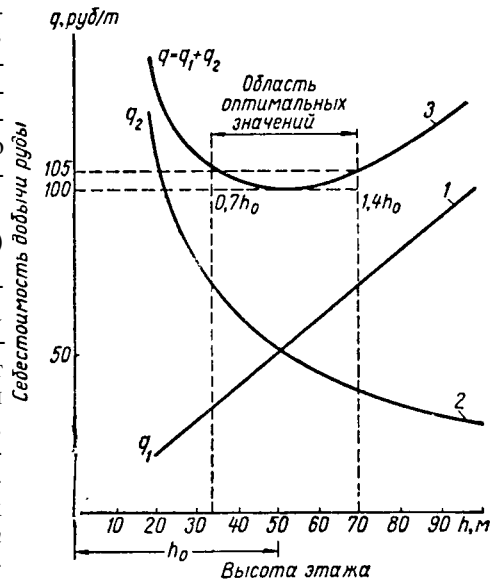


Рис. 346. Влияние высоты этажа на стоимость добычи руды

которая отвечает наименьшей сумме учитываемых расходов и затрат руды на 1 т руды.

$$q = q_1 + q_2 = k_1 h + \frac{k_n(1-r)}{Sh\gamma k}, \text{ руб/т.} \quad (96)$$

Складывая ординаты прямой 1 и кривой 2 для различных значений h , мы получим кривую 3, ординаты которой выражают изменение всей суммы, учитываемых расходов и затрат на 1 т руды. С увеличением высоты этажа величина q вначале непрерывно снижается (кривая идет вниз), а затем, опустившись до минимума, начинает увеличиваться (кривая идет вверх).

Абсцисса точки перегиба кривой 3 выражает высоту этажа h_0 , отвечающую минимальной сумме учитываемых расходов и затрат на 1 т руды.

Для построения кривой 3 необходимо знать величины k , k_n , S , γ , k и r .

Определение k и k_n требует выполнения довольно трудоемких технико-экономических расчетов.

Величина рудной площади шахтного поля S , объемный вес руды γ , коэффициент ее извлечения при добыче k и коэффициент разубоживания r известны из характеристики месторождения и принятой системы.

Специальные расчеты подтверждают, что уменьшение высоты этажа против h_0 до $0,9 h_0$ и увеличение до $1,1 h_0$ практически не оказывает влияния на экономические результаты.

Это объясняется свойством такого вида кривых в области перегиба (минимума) давать очень небольшое приращение ординаты q при значительном изменении абсциссы h .

Если же исходить из средней себестоимости 1 т руды в этаже, то можно допускать отклонение от полученной расчетом оптимальной высоты h_0 в пределах от $0,7 h_0$ до $1,4 h_0$.

Ввиду изложенного определять высоту этажа экономически расчетом по средней себестоимости 1 т руды в объеме, как правило, не имеет смысла. Область оптимальных экономических значений высоты этажа оказывается при этом настолько широкой, что в нее укладываются любые, допустимые по техническим соображениям значения высоты этажа.

Определять высоту этажа можно руководствуясь практически данными, приведенными в табл. 59.

При выборе высоты этажа в пределах, указанных в таблице значений (от — до), необходимо учитывать конкретные условия рассматриваемого случая, имея в виду, что наибольшие значения высоты этажа следует принимать при небольших мощностях и длине месторождения (шахтного поля), очень крутом падении рудного тела, спокойных условиях залегания, устойчивых вмещающих породах и руде, высокой ценности руды, большой длине квершлагов до месторождения и большом объеме околоствольных выработок.

Таблица 59

Рекомендуемая высота этажа для основных систем разработки

	Рекомендуемая высота этажа, м			
	без промежуточного горизонта		с промежуточным горизонтом	
	от	до	от	до
Потолкоуступная и сплошная с распорной крепью	30	60	60	80
Подэтажные штреки	50	100	Не применяется	
С магазинированием руды	40	75	60	100
Горизонтальные и наклонные слои с закладкой	30	50	60	80
С креплением без закладки	20	40	40	60
Со станковой крепью и закладкой	30	50	50	80
Слоевое обрушение:				
крутое падение	30	60	Промежуточный горизонт при меняется	
пологое падение	20	40	очень редко	
Подэтажное обрушение	40	75	То же	
Этажное обрушение	60	100	Промежуточный горизонт не применяется	
Комбинированные системы:				
с закладкой камер	40	60	То же	
с открытыми и с замагазинированными камерами	50	100		

В противоположных условиях следует принимать меньшие значения высоты этажа.

В последние годы наблюдается стремление увеличивать высоту этажа по сравнению с обычной 50—60 м до 75—90 м и в некоторых случаях до 100 м и более. Необходимо обратить внимание на прогрессивную идею по внедрению лифтов для подъема людей, материалов и оборудования в каждом крупном блоке. Это мероприятие, кроме ряда других его достоинств, позволило бы заметно увеличить высоту этажа, снизить затраты, связанные с вскрытием и подготовкой этажа на 1 т его запасов, и удлинить срок обработки этажей.

§ 5. ВЫБОР ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМОЧНОГО БЛОКА. ДЛИНА БЛОКА

На выбор длины блока для различных систем разработки оказывают влияние разные факторы. Так, например, для систем с открытым очистным пространством решающее значение имеет устойчивость вмещающих пород или одновременно устойчивость вмещающих пород и руды. Наряду с этим учитываются необходимая интенсивность и условия организации очистной выемки, стоимость проходки восстающих.

же факторы определяют длину блока при системе с маганием руды и шпуровой отбойкой из магазина. При отглубокими скважинами длина блока ограничивается зфвной глубиной взрывных скважин и выдержанностью контуров рудного тела.

При системах разработки горизонтальными слоями с закладкой длину блока (расстояние между закладочными восстающими) выбирают с учетом способа размещения закладки в блоке, мощности рудного тела, стоимости проходки восстающих и потерь руды в междублоковых целиках.

Для выемки наклонными слоями с закладкой решающее значение имеют условия размещения закладочного материала и транспортирования руды под действием собственного веса: угол падения рудного тела и его мощность, угол естественного откоса закладочного материала и отбитой руды, а также устойчивость руды и вмещающих пород.

Длину блока для систем слоевого и подэтажного обрушения определяют главным образом исходя из эффективных условий работы скреперных установок на уборке руды. Из других факторов учитывают: интенсивность выемки блока, поскольку она находится в прямой зависимости от его длины, величину горного давления в слоевых и подэтажных выработках и расходы по их ремонту, стоимость проходки восстающих, особенно если они полевые.

При системах этажного обрушения длина и горизонтальная площадь блока зависят от физических свойств руды и вмещающих пород, мощности и угла падения рудного тела.

Таким образом, для различных систем разработки и разных горногеологических условий нельзя дать единый метод определения длины блоков или какие-либо общие рекомендации. Поэтому для определения длины блока можно пользоваться только такими конкретными соображениями и цифрами, которые были приведены при описании каждой системы разработки.

Необходимо подчеркнуть, что при всех системах разработки и любых горногеологических условиях выбор длины блока должен быть подчинен следующим требованиям: безопасности работ в блоке; минимальным потерям руды в междублоковых целиках; интенсивности выемки блока и этажа, которая часто находится в прямой зависимости от длины блока; снижению себестоимости добычи 1 т руды, имея в виду, что с увеличением длины блока одни расходы растут (расходы по доставке руды и закладке, по ремонту нарезных и подготовительных выработок), а другие — снижаются (расходы по проходке блоковых восстающих, проведению отрезных выработок).

В конкретных условиях наиболее существенным и решающим в выборе длины блока может оказаться какое-либо одно или два из этих требований. Иногда же большое значение приобретают

специфические обстоятельства, которые были упомянуты ранее. К числу их относятся: наличие сбросов, пережимов или безрудных участков в рудном теле, с учетом которых располагают встающие, наличие выработок эксплуатационной разведки и др.

Ширина камер и междукамерных целиков При камерно-столбовых и комбинированных системах разработки выбор рациональной ширины камер и междукамерных целиков составляет наиболее важную задачу конструирования системы.

Ввиду того, что выемка камер, как правило, более производительна, интенсивна и происходит со значительно меньшими потерями, чем выемка целиков, обычно стремятся принимать ширину камер как можно большей, а целиков — по возможности меньшей. Главный фактор, который ограничивает ширину камер, — это снижение устойчивости кровли камер, потолочины и обнаженной поверхности всячего и лежащего боков по мере увеличения ширины камеры. Уменьшение ширины междукамерного целика приводит к снижению его устойчивости и ухудшает условия его выемки.

Расчетных методов для определения безопасной ширины камеры до настоящего времени нет. Известные в литературе методы расчета размеров междукамерных целиков пригодны только для рудных тел наклонного и пологого падения и не могут быть использованы для крутопадающих.

Как известно из рассмотрения систем разработки, в практике ширину камер принимают, как правило, не меньше 8—10 м и не более 20 м. Очень редко она достигает 30 м. В этих пределах ширину выбирают с учетом устойчивости руды и вмещающих пород, скорости выемки камер и целиков. Выбранную ширину камер и целиков всегда корректируют после накопления опыта работы на данном руднике.

Наименьшие и наибольшие допустимые по требованиям безопасности размеры некоторых конструктивных элементов систем разработки, в том числе камер и междукамерных целиков, приведены в ПТЭ.

Толщина междуэтажных целиков Маломощные рудные тела можно разрабатывать системами с открытым очистным пространством, с магазинированием руды, с креплением и закладкой как с оставлением, так и без оставления междуэтажных целиков.

В последние годы при разработке маломощных *жил* системами с магазинированием руды, с закладкой и с открытым очистным пространством надштрековые целики оставляют реже, ограничиваясь прочным креплением штрека. Это следует считать правильным, так как оставление надштрекового целика часто

сильно осложняет нарезку блока и приводит к излишним потерям руды.

Как показывают опыт и теоретические расчеты, давление отбитой руды и закладки на крепь штрека при небольшой мощности жилы настолько невелико, что ему может противостоять рамная крепь обычных размеров, поставленная вразбежку, или распорная крепь. Более существенно давление вмещающих пород.

Толщину (высоту) надштрекового целика обычно определяют графическим построением, принимая высоту рудоспуска 1 м и угол наклона воронок 45° . Если оставляют плоский целик (не в форме воронки), то толщина его бывает $1,5\text{—}3\text{ м}$.

Подштрековый целик в маломощных жилах оставляют в том случае, если верхний штрек необходимо сохранить для откатки, вентиляции и других целей. Толщину целика принимают от 1 до 2 м , реже 3 м .

Иногда, например при очень малой мощности жилы, крепких устойчивых боках, вместо целика на уровне подошвы верхнего штрека устанавливают ряд горизонтальной распорной крепи, которую покрывают настилом.

В мощных рудных телах толщину надштрекового целика (днища) обычно определяют графическим построением с учетом необходимой длины и емкости рудоспусков между основным горизонтом и рудоприемными воронками, принятого расстояния между рудоспусками, наличия горизонта грохочения или скрепирования, применяемой системы разработки и способа выемки целиков. Общих правил и рекомендуемых цифровых значений для любых систем разработки привести нельзя. Конкретные примеры построения надштрековых целиков, которыми можно руководствоваться, были приведены при описании отдельных систем разработки.

Толщину подштрековых целиков (потолочин) применяют в зависимости от ширины камеры, устойчивости руды, вмещающих пород и прочности их контакта.

На основе опыта железных рудников Криворожского бассейна можно рекомендовать следующие соотношения толщины потолочины h_1 и ширины камеры b :

наиболее благоприятные условия (очень устойчивая руда и бока, очень прочные контакты)

$$h_1 : b = 0,2 - 0,3; \quad (97a)$$

средние условия (руда и бока устойчивы, но с местными ослаблениями, контакты средней прочности)

$$h_1 : b = 0,3 - 0,5; \quad (97б)$$

неблагоприятные условия

$$h_1 : b = 0,5 - 0,7. \quad (97в)$$

**Высота подэтажа,
выемочного слоя
и уступа**

Размеры этих конструктивных элементов определяются принятым вариантом системы разработки, способом бурения и глубиной шпуров, способом крепления очистного пространства.

Привести какие-либо общие правила и расчетные показатели для выбора высоты подэтажа, слоя и уступа не представляется возможным. При выборе размеров этих элементов прежде всего имеют в виду обеспечение безопасности работ, снижение потерь и разубоживания, достижение наиболее высокой производительности труда и необходимой интенсивности очистной выемки.

Без проведения специальных опытных работ или без накопленного производственного опыта в данных конкретных условиях окончательно выбрать эти, так же как и многие другие, размеры конструктивных элементов систем нельзя.

Принятые в практике высоты подэтажа, слоя и уступа для различных горногеологических условий и разных вариантов системы были приведены при описании последних.

ЛИТЕРАТУРА

1. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и россыпных месторождений. Госгортехиздат, 1962.
2. Агошков М. И. Разработка рудных месторождений. Metallurgizdat, 1954.
3. Агошков М.И., Мухин М.Е., Назарчик А.Ф., Мамсуров Л.А., Рафиенко Д.И. Системы разработки жильных месторождений. Госгортехиздат, 1959.
4. Агошков М. И. Определение производительности рудника. Metallurgizdat, 1949.
5. Авершин С.Г. Горные удары. Углетехиздат, 1955.
6. Александров Н. П. Подземная разработка россыпей. Госгортехиздат, 1960.
7. Барон Л. И. Применение глубоких скважин при подземной добыче руды. Metallurgizdat, 1951.
8. Борнеенко С. Г., Копица Ф. А. Камерная система разработки в горнорудной промышленности. Госгортехиздат, 1960.
9. Борисенко С.Г. Выемка целиков. Metallurgizdat, 1951.
10. Городецкий П.И. Основы проектирования горнорудных предприятий. Metallurgizdat, 1955.
11. Именитов В.Р. Высокопроизводительные системы разработки крепких руд. Госгортехиздат, 1957.
12. Иофин С.Д. и др. Принудительное этажное обрушение. Metallurgizdat, 1957.
13. Каплунов Р.П., Прокопьев Е.П., Стариков Н.А., Бричкин А.В. Подземная разработка рудных и россыпных месторождений.
14. Кузнецов И.К. - Разработка россыпных месторождений в условиях вечной мерзлоты. Госгортехиздат, 1960.
15. Классификация запасов месторождений полезных ископаемых. Государственный Комитет по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР, 1960.
16. Малахов Г.М. Ликвидация пустот массовыми взрывами. Metallurgizdat, 1945.
17. Малахов Г.М. Системы разработки с отбойкой руды минными скважинами. Metallurgizdat, 1947.
18. Малахов Г.М. Выпуск руды из обрушенных блоков. Metallurgizdat, 1952.
19. Малахов Г.М., Черноус А.П. Вскрытие и разработка рудных месторождений на больших глубинах. Госгортехиздат, 1960.
20. Малахов Г. М., Черноус А.П., Киселев В. М. Разработка рудных залежей Криворожского бассейна на больших глубинах. Госгортехиздат, 1961.
21. Малахов Г.М., Шабаров Г.П., Мартынов В.К., Безух В.Р., Черноус А.П. Системы подземной разработки железорудных месторождений. Metallurgizdat, 1958.

22. Мочалин М. П., Звекоев В. А. Самоходное оборудование на рудниках. Госгортехиздат, 1961.
23. Попов Г. Н. Разработка месторождений полезных ископаемых. Углетехиздат, 1962.
24. Руппенейт К. В. Механические свойства горных пород. Углетехиздат, 1956.
25. Стариков Н. А. Системы разработки месторождений. Metallurgizdat, 1947.
26. Справочник по горнорудному делу. Т. II и III. Госгортехиздат, 1961.
27. Селедков Ю. В., Луневский П. Д., Тарасов Л. Я. Системы подземной разработки рудных месторождений. Metallurgizdat, 1958.
28. Терпигорев А. М., Ярцев Н. А. Справочник по горнорудному делу (книга первая). Metallurgizdat, 1952.
29. Трушков Н. И. Разработка рудных месторождений. Metallurgizdat, 1947.
30. Таггарт А. Ф. Справочник по обогащению полезных ископаемых (перевод с английского), т. I. Metallurgizdat, 1949.
31. Горные журналы за 1938—1964 гг.
32. Сборники научных трудов НИГРИ КГРИ за 1954—1960 гг.
33. Бюллетени ЦНИИ черной и цветной металлургии за 1956—1964 гг.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие	5
Введение	6

Часть первая

Горногеологическая характеристика и основные положения подземной разработки рудных месторождений

Глава I. Горногеологическая и экономическая характеристика рудных месторождений	11
§ 1. Основные понятия и термины	11
§ 2. Промышленно-экономическая характеристика руд	13
§ 3. Морфологические типы рудных месторождений	19
§ 4. Размеры, условия залегания рудных месторождений и характер распределения в них полезных компонентов	31
§ 5. Физико-механическая характеристика руд и вмещающих пород	37
§ 6. Опробование руд в процессе разведки и разработки месторождения	44
§ 7. Задачи геологоразведочной и маркшейдерской службы	46
Глава II. Общий порядок подземной разработки рудных месторождений	49
§ 1. Основные определения и термины	49
§ 2. Стадии подземной разработки	51
§ 3. Размеры шахтных полей и высота этажа	53
§ 4. Последовательность отработки блоков и панелей в этаже и порядок выемки руды в них	56
§ 5. Способы выемки руды	60
§ 6. Сортировка руды	62
Глава III. Потери и разубоживание руды при добыче	65
§ 1. Классификация, причины и экономическое значение потерь руды при добыче	65
§ 2. Методы подсчета потерь руды и металла при добыче	68
§ 3. Разубоживание руды и методы его подсчета	72
§ 4. Исходные данные для подсчета потерь и разубоживания	74
Глава IV. Основные показатели эффективности разработки рудных месторождений	77
§ 1. Требования, предъявляемые к правильной разработке месторождений	77
§ 2. Основные показатели эффективности разработки	79

§ 3. Интенсивность разработки месторождения и выемочных блоков	8 1
§ 4. Годовая производственная мощность и срок существования рудника (шахты)	83

Часть вторая

Вскрытие и подготовка рудных месторождений

Глава V. Вскрытие	89
§ 1. Основные положения	89
§ 2. Сдвигение и обрушение вмещающих пород и поверхности в результате выемки полезного ископаемого. Построение охранных целиков	92
§ 3. Вскрытие вертикальным шахтным стволом	97
§ 4. Вскрытие наклонным шахтным стволом	103
§ 5. Сравнительная оценка методов вскрытия при помощи вертикального и наклонного стволов	105
§ 6. Вскрытие штольной	106
§ 7. Сравнительная оценка вскрытия месторождений вертикальным стволом и штольной	106
§ 8. Комбинированные методы вскрытия	107
§ 9. Вскрытие месторождений, представленных свитой рудных залежей	109
§ 10. Околоствольные двory	109
§ 11. Высота этажа. Порядок вскрытия месторождений	117
§ 12. Выбор места заложения стволов шахт	122
§ 13. Выбор места заложения штольни	126
Глава VI. Подготовительные работы при разработке рудных месторождений	127
§ 1. Основные определения и условия, которым должны удовлетворять подготовительные работы	127
§ 2. Горизонтальные подготовительные выработки, их сечение и расположение	130
§ 3. Восстающие подготовительные выработки	139

Часть третья

Основные производственные операции очистной выемки

Глава VII. Отбойка руды при очистной выемке	145
§ 1. Общие сведения об основных производственных операциях очистной выемки	145
§ 2. Шпуровая отбойка	146
§ 3. Отбойка руды глубокими скважинами	150
§ 4. Отбойка руды камерными зарядами	159
§ 5. Вторичное дробление руды	163
Г л а в а VIII. Доставка и погрузка руды	168
§ 1. Общие сведения о процессе доставки	168
§ 2. Доставка под действием силы собственного веса	169
§ 3. Механизируемая доставка	169
§ 4. Самоходные машины для погрузки и доставки руды	179

§ 5. Ручная доставка	187
§ 6. Устройство погрузочных люков	188
Глава IX. Выпуск руды	198
§ 1. Основные положения	198
§ 2. Влияние физических свойств обрушенной руды на процесс выпуска.	199
§ 3. Характер внутренних перемещений частиц сыпучего тела при выпуске.	200
§ 4. Выпуск руды из обособленного отверстия при горизонтальной поверхности контакта руды с пустыми породами	206
§ 5. Выпуск руды из смежных рудоспусков	208
Глава X. Управление горным давлением.	214
§ 1. Причины возникновения горного давления. Напряженное состояние пород в массиве и вокруг горных выработок	214
§ 2. Существующие гипотезы	218
§ 3. Управление горным давлением	223
§ 4. Поддержание выработанного пространства рудными це- ликами.	223
§ 5. Поддержание выработанного пространства крепью	229
§ 6. Поддержание закладкой	236
§ 7. Управление горным давлением при системах разработки с магазинированием.	237
§ 8. Управление горным давлением при системах с обрушением руды и вмещающих пород	238
§ 9. Горные удары и мероприятия по борьбе с ними	241
§ 10. Горные удары в подготовительных выработках и меро- приятия по их предотвращению.	243
§ 11. Горные удары в очистных выработках и мероприятия по их предотвращению.	246

Часть четвертая

Системы разработки рудных месторождений

Глава XI. Классификация систем разработки рудных месторождений	251
§ 1. Требования, предъявляемые к классификации, и принципы ее построения	251
§ 2. Основные признаки классификации и определения	254
§ 3. Принятая классификация систем разработки рудных место- рождений.	255
Глава XII. Системы разработки с открытым очистным пространством	261
§ 1. Общие сведения и классификация систем с открытым очист- ным пространством.	261
§ 2. Почвоуступная система разработки	262
§ 3. Потолкоуступные системы разработки	264
§ 4. Системы разработки со сплошной выемкой	274
§ 5. Камерно-столбовые системы разработки	280
§ 6. Системы разработки с подэтажной выемкой	295
§ 7. Системы разработки с этажно-камерной выемкой	322

Глава XIII. Системы разработки с магазинированием руды.	330
§ 1. Сущность и условия применения системы с магазинированием руды	330
§ 2. Основные варианты системы со шпуровой отбойкой руды из магазина	332
§ 3. Подготовительные работы и основные конструктивные элементы системы со шпуровой отбойкой	337
§ 4. Очистная выемка со шпуровой отбойкой	343
§ 5. Пути повышения эффективности системы с магазинированием руды и шпуровой отбойкой при разработке жильных месторождений	348
§ 6. Системы разработки с магазинированием руды при расположении камер вкрест простирания и шпуровой отбойкой	350
§ 7. Системы разработки с магазинированием и отбойкой руды из специальных выработок	351
§ 8. Системы разработки с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами	354
§ 9. Техничко-экономическая оценка систем разработки с магазинированием руды	356
Глава XIV. Системы разработки с закладкой очистного пространства	359
§ 1. Сущность и область применения систем разработки с закладкой	359
§ 2. Закладочные материалы и доставка их в подземные выработки	361
§ 3. Самотечная и механическая закладки	363
§ 4. Гидравлический транспорт закладочного материала	364
§ 5. Пневматический транспорт закладочного материала	367
§ 6. Закладочные трубопроводы	371
§ 7. Технология возведения закладочного массива	372
§ 8. Особые виды закладки	375
§ 9. Основные виды и варианты систем разработки с закладкой	378
§ 10. Техничко-экономические оценка и пути дальнейшего развития систем разработки с закладкой	404
Глава XV. Системы разработки с креплением очистного пространства	407
§ 1. Общие сведения о системах и условия их применения	407
§ 2. Потолкоуступные и слоевые системы разработки с усиленной распорной и станковой крепью	408
§ 3. Сплошные системы разработки с усиленной распорной крепью в пологопадающих месторождениях малой и средней мощности	413
§ 4. Сплошные системы разработки с каменной и комбинированной крепью в пологопадающих месторождениях	415
Глава XVI. Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства	420
§ 1. Общие сведения	420
§ 2. Системы разработки с креплением и закладкой горизонтальными слоями и уступами по простиранию	421
§ 3. Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками со станковой крепью и закладкой	425
§ 4. Разработка сверху вниз с креплением и закладкой	429
§ 5. Сплошные системы разработки с креплением и закладкой	431
§ 6. Техничко-экономическая оценка систем разработки с креплением и с креплением и закладкой	432

Глава XVII. Системы разработки с обрушением вмещающих пород . . .	434
§ 1. Система разработки с однослойной выемкой руды и с обрушением вмещающих пород	434
§ 2. Техничко-экономическая оценка системы разработки с однослойной выемкой руды и с обрушением вмещающих пород	447
§ 3. Система слоевого обрушения	450
§ 4. Организация работ при системе слоевого обрушения. Проветривание.	461
§ 5. Техничко-экономическая характеристика системы слоевого обрушения и пути ее дальнейшего развития	463
Глава XVIII. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород	465
§ 1. Системы разработки подэтажного обрушения	465
§ 2. Основные варианты системы и область их применения	472
§ 3. Выпуск руды при системе подэтажного обрушения	487
§ 4. Крепление выработок при системе подэтажного обрушения	497
§ 5. Техничко-экономическая характеристика системы подэтажного обрушения и пути ее дальнейшего развития	499
§ 6. Системы этажного обрушения	501
Глава XIX. Комбинированные системы разработки.	551
§ 1. Сущность системы разработки и условия применения	551
§ 2. Основные варианты системы	552
§ 3. Комбинированная система разработки, представляющая собой сочетание этажно-камерной системы при отработке камер с массовым обрушением потолочины и целика	553
§ 4. Комбинированная система разработки, представляющая собой сочетание системы подэтажных штреков с закладкой камер в первой стадии очистной выемки и отработку между камерных целиков системами с закладкой — во второй.	554
§ 5. Сочетание систем разработки с магазинированием с последующим обрушением временных целиков и одновременным выпуском руды из блока	557
§ 6. Сочетание систем разработки с закладкой с другими методами очистной выемки.	559
§ 7. Техничко-экономическая характеристика системы	567
Глава XX. Методы отработки временных целиков и ликвидация пустот	568
§ 1. Отработка временных целиков при незаполненных пустотах камер	568
§ 2. Отработка междукамерных целиков и днищ при крутом падении после обрушения потолочин и заполнения пустот камер обрушенными породами, перепускаемыми с верхних горизонтов.	583
§ 3. Отработка временных целиков при камерах, заполненных закладкой.	585
§ 4. Ликвидация пустот.	591
Глава XXI. Специальные способы добычи полезных ископаемых	594
§ 1. Методы выщелачивания	594
§ 2. Добыча солей растворением	598
§ 3. Подземная гидродобыча руд	601
§ 4. Добыча серы выплавкой на месте залегания	603
§ 5. Подземная возгонка сублимирующих веществ	604

Глава XXII. Техничко-экономическое сравнение и выбор систем разработки	606
§ 1. Влияние системы разработки на экономические показатели работы рудника и горного предприятия	606
§ 2. Влияние горногеологических факторов на выбор системы разработки	607
§ 3. Методика выбора системы разработки по горногеологическим факторам	611
§ 4. Основные показатели сравнительной экономической оценки систем разработки	612
§ 5. Определение стоимости добычи промышленной руды	615
§ 6. Определение экономического ущерба от разубоживания руды	617
§ 7. Определение экономического ущерба от потерь руды и полезных компонентов	622
Глава XXIII. Определение основных параметров подземной разработки рудных месторождений	635
§ 1. Общие сведения о параметрах вскрытия и систем разработки	635
§ 2. Определение годовой производственной мощности рудника (шахты) по горным возможностям	636
§ 3. Определение экономически целесообразной производственной мощности и сроков существования рудника (шахты)	643
§ 4. Определение высоты этажа	648
§ 5. Выбор основных параметров выемочного блока. Длина блока	651
Литература	656

Агошков Михаил Иванович,
Малахов Георгий Михайлович

**ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

О

Отв. редактор *В. Н. Парцевский*
Ведущий редактор *Г. М. Ерохин*
Технический редактор *М. А. Кондратьева*
Корректоры *Э. А. Осипова, Р. Л. Лангерман*

О

Подписано к набору 26/IV 1966 г.
Подписано к печати 12/VIII 1966 г.
Бумага № 1. Формат 60x90/16.
Печ. л. 41,5. Уч.-изд. л. 40,0. Т.-09392
Тираж 6700 экз. Индекс 1-1-1.
Заказ № 1087/1246—10. Цена 1 р. 58 к.

Издательство «Недра».
Москва К-12, Третьяковский проезд, 1/19.
Типоофсетная фабрика Комитета по
печати при Совете Министров Украинской ССР.
Харьков, ул. Энгельса, 11.