

С. Г. Борисенко

ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

*Допущено Министерством
высшего и среднего
специального образования УССР
в качестве учебника
для студентов вузов,
обучающихся по специальности
«Технология и комплексная
механизация подземной разработки
месторождений полезных ископаемых»*

КИЕВ
ГОЛОВНОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ИЗДАТЕЛЬСКОГО ОБЪЕДИНЕНИЯ
«ВИЩА ШКОЛА»
1987

33.33я73

Б82

УДК 553.277(07)

Технология подземной разработки рудных месторождений.

С. Г. Борисенко. — К. : Вища шк. Головное изд-во, 1987.— 262 с.

Приведена горно-геологическая характеристика рудных месторождений, рассматриваются их вскрытие, подготовка, системы и способы разработки, основные производственные операции при очистных работах. Изложена технологическая схема рудника и дано определение его основных элементов: производственной мощности, количества блоков в очистной выемке и нарезке, типа и емкости транспортных средств. Рассмотрены методы определения потерь и засорения руды. Даны основные сведения о специальных способах разработки полезных ископаемых.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Технология и комплексная механизация подземной разработки месторождений полезных ископаемых».

Табл. 22. Ил. 138. Библиогр.: 23 назв.

Р е ц е н з е н т ы: доктор технических наук профессор *Н. З. Галаев* (Ленинградский горный институт), доктор технических наук профессор *В. А. Щелканов* (Криворожский горно-рудный институт)

Редакция учебной и научной литературы по химии, горному делу и металлургии

Зав. редакцией *Т. С. Антоненко*

Технология подземной разработки рудных месторождений — основной курс, формирующий профессиональные знания горного инженера этой специализации. Ему предшествует изучение ряда других специальных дисциплин: проведение выработок, разрушение горных пород взрывом, механика горных пород и др.

Начало горного дела уходит в глубь времен. История человечества — это история создания и применения орудий труда. Для их изготовления нужен был материал. Таким универсальным материалом оказался камень, ставший первым орудием и первым оружием человека.

Издавна история материальной культуры делится на каменный, бронзовый и железный века. Первыми из металлов, вошедших в обиход человека, были медь, золото и бронза. Первые изделия из железа появились в середине второго тысячелетия до н. э.

Медь, бронзу, золото и железо получали из руд, следовательно, история материальной культуры тесно взаимосвязана с историей освоения и потребления человеком различных руд. Постепенно человек проникал все дальше в глубь земли. Египтяне в древности добывали золото на глубине до 90 м. В настоящее время разработки ведутся на глубине до 3,5 км.

Почти все, что окружает нас в повседневной жизни, создано из тех или иных полезных ископаемых. Человек использует их в естественном виде или в виде металла, выплавленного из руд, стекла, сделанного из кварцевого песка, и т. д.

Развитие горно-рудной промышленности в России тесно связано с развитием металлургии.

В XVII в. металлургическая и горно-рудная промышленность начала развиваться главным образом в центральных областях России. До этого существовали лишь мелкие кустарные промыслы по добыче и переработке руд.

Наиболее крупной была Тульско-Каширская группа заводов. К концу XVII в. здесь было уже девять заводов. Железодельательные заводы были также в районе Онежского озера и севернее. По указу Петра I был построен завод в Петрозаводске. В северных районах в то время было пять заводов. Заводы располагались у рек неподалеку от месторождений. Добывали и плавилы болотные руды — бурые железняки.

В 30-х годах XVII в. на Урале делались попытки наладить отечественное производство железа, но образованные там рудники и заводы были примитивными и скоро закрывались. Таким образом, к концу XVII в. в России насчитывался лишь 21 завод.

Развитие горно-рудной промышленности на Урале относится к началу XVIII в. По указу Петра I в 1702 г. Верхотурский завод был

передан во владение Никите Демидову. Демидов значительно расширил пожалованный ему завод, построил новую домну, установил оборудование для литья пушек и т. д.

В середине XVIII в. треть всей выплавки чугуна в России приходилась на долю заводов Демидовых. Новые заводы были построены на Урале и на Алтае. Основная их часть располагалась вокруг Невьянска и Нижнего Тагила.

Железо и другие изделия уральских заводов доставляли в волжские города, Москву и Петербург водным путем по Чусовой, Каме и Волге до Твери, оттуда по Вышневолоцкому каналу к Новгороду и затем в Петербург. В Москву караваны шли по Оке.

В XVIII в. русская горная промышленность достигла высокого развития и превзошла по своему уровню европейскую. Русское железо славилось в Европе. Первоклассный уральский чугун и железо вывозились в Англию. В то время Россия занимала первое место в мире по выплавке металла. Выплавка русских заводов в 2,5 раза превышала выплавку английских и в 4 раза выплавку французских заводов.

О высоком уровне литейного мастерства в Москве свидетельствуют такие великолепные отливки, как царь-пушка и царь-колокол, находящиеся в Кремле.

В Москве был отлит большой колокол Вестминстерского аббатства, в котором теперь заседает английский парламент.

Высокий уровень развития горного дела еще в XVIII в. требовал подготовки квалифицированных работников для горной промышленности. Старейшая в России горная школа была открыта в Екатеринбурге в 1724 г. (теперь Свердловский горно-металлургический техникум).

В 1773 г. в Петербурге основан Горный кадетский корпус — первое в мире высшее горное учебное заведение. В 1825 году начал издаваться «Горный журнал». В 1899 г. в Екатеринославле открыто высшее горное училище (теперь Днепропетровский горный институт). В 1916 г. в Екатеринбурге открыто горное училище (ныне Свердловский горный институт).

В 1918 г. создана Московская горная академия, которая через несколько лет была реорганизована в несколько институтов (нефти, горный и др.).

В 1556 г. была опубликована первая книга по горному делу немецкого ученого Георгия Агриколы «О горном деле и металлургии». Большое значение в развитии отечественной горной науки имели опубликованные в 1763 г. работы М. В. Ломоносова «Первые основания горной науки» и «Первые основания металлургии и рудных дел» с двумя прибавлениями «О вольном движении воздуха, в рудниках примеченном» и «О слоях земных»¹.

Часть третья этого труда — «О учреждении рудников» — представляет наибольший интерес для горных инженеров, поскольку в ней описывается разработка месторождений.

Развитие горно-рудной промышленности в России в XVII—XIX вв. отражено в художественной литературе: «Каменный пояс» Е. А. Фе-

¹ Ломоносов М. В. Полное собрание сочинений, т. 5 // Труды по минералогии, металлургии и горному делу.— М. : Изд-во АН СССР, 1954.— 360 с.

дорова, «Угрюм-река» В. Я. Шишкова, «Горное гнездо» Д. Н. Мамина-Сибиряка, научное исследование Кофенгауза «Хозяйство Демидовых».

После бурного развития в XVII—XVIII вв. горное дело в России, в силу ряда экономических и политических причин в XIX в. и в начале XX в. значительно отстало от других европейских стран.

Начало XX в. знаменательно тем, что в этот период началась деятельность целого ряда ученых-горняков, работы которых не потеряли своего значения и теперь.

Прежде всего нужно назвать имя проф. М. М. Протодьяконова (1874—1930). Центральными вопросами в научной деятельности М. М. Протодьяконова являются его классификация пород по крепости, пользующаяся широким признанием до настоящего времени, и теория горного давления. Он выдвинул гипотезу свода, а именно, высказал мысль, что на крепь выработки давят породы в объеме свода, ограниченного параболической кривой.

Известными исследователями в различных отраслях горного дела были академики Л. Д. Шевяков (1892—1961), А. А. Скочинский (1873—1960), А. М. Терпигорев (1873—1959).

Основателем современной школы специалистов по разработке рудных месторождений был проф. Н. И. Трушков. Он впервые начал читать курс разработки рудных месторождений в 1920 г. в Ленинградском горном институте, а затем в институтах Томска и Свердловска. Н. И. Трушков был автором первых учебников по этому курсу. Окончательно завершено в 1946—1947 гг. вышел двухтомный труд проф. Н. И. Трушкова «Разработка рудных месторождений».

В последние годы большой вклад в науку о разработке рудных месторождений внесли такие известные ученые, как П. И. Городецкий, М. И. Агошков, Е. П. Прокопьев, Г. Н. Попов, Н. А. Стариков, В. Р. Именитов, Н. З. Галаев, Г. М. Малахов, В. В. Куликов.

История добычи полезных ископаемых насчитывает тысячелетия, но 90—95 % их добыто в XX в. Добыча бокситов, урана, никеля и многих других полезных ископаемых начата в промышленном масштабе лишь в XX в.

Мировые запасы разведанных железных руд на 1971 г. составляют 6 млрд. т: СССР — 63, Бразилия — 10, Индия — 10, Канада — 8,5, США — 5,5 и Франция — 4,5 млрд. т.

В 1985 г. в СССР добыто железной руды: сырой — 537 млн. т, товарной — 246 млн. т.

Несмотря на бурный рост добычи полезных ископаемых в последние годы мировая промышленность обеспечена разведанными запасами до первой половины следующего столетия, а по некоторым полезным ископаемым и на более длительный срок. Затруднение будет заключаться в том, что условия эксплуатации месторождений все более осложняются. Приходится вести добычу на большой глубине и руд с низким содержанием полезных компонентов. Существенным резервом

Мировая добыча железной руды в XX в.

Годы	Добыча	
	%	млн. т
1901—1920	10,9	2,9
1921—1940	12,4	2,3
1941—1960	22,2	5,9
1961—1980	54,5	14,5
Всего	100	26,6

является добыча полезных ископаемых со дна морей и океанов, а также из морской воды ¹.

Запасы разведанных полезных ископаемых в СССР от мировых запасов составляют, %: железная руда — 41, марганцевая руда — 88, уголь — 54.

По добыче железной руды, угля и минеральных удобрений СССР занимает первое место в мире.

По отдельным районам в 1980 г. добыча сырой железной руды подземным способом распределилась следующим образом, млн. т: КМА — 3,5; Кривбасс — 39; ЗЖРК — 2,8; Сибирь — 11,8; Казахстан — 3,2; Урал — 15.

Рудной базой цветной металлургии являются многочисленные месторождения, расположенные по всей территории Советского Союза. Только на Украине добывают 80 видов различных полезных ископаемых.

Динамика добычи некоторых видов минерального сырья на территории СССР в XX в., млн. т

Годы	Железная руда	Марганцевая руда	Калийные соли (в условных единицах)
1901—1920	100	14,3	—
1921—1940	250	23,2	2
1941—1960	980	68,6	22,8
1961—1980	3870	155	126,7
Всего	5200	261	151

Основные направления экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года и решения XXVII съезда КПСС требуют всемерного ускорения научно-технического прогресса и применения его результатов в производстве и управлении. Необходимо вывести народное хозяйство на передовые рубежи науки, техники и технологии, сократить сроки сооружения и реконструкции объектов в 1,5—2 раза.

В области горного машиностроения намечено обеспечить рост выпуска горного оборудования преимущественно больших единичных мощностей с применением гидравлики. Намечается изготовление проходческо-очистных комплексов для сплошной разработки крутых жильных месторождений.

Развитие горно-рудной промышленности в основном сводится к следующему. В территориально-производственном комплексе Курской магнитной аномалии намечено создать новые мощности по добыче и обогащению железной руды, а также полнее использовать вскрышные породы и отходы горно-обогатительных предприятий.

¹ Мирлин Г. А. Минеральные ресурсы на пороге XXI века // Природа.— 1984.— № 7.— С. 12.

На Украине будет продолжена реконструкция предприятий черной металлургии и введен в действие Таврический горно-обогатительный комбинат по добыче и переработке марганцевых руд.

В Эстонии будет начато строительство сланцевой шахты «Куремяэ». В Сибири намечено освоить Горевское и Озерное полиметаллические месторождения.

Продолжится формирование Южно-Якутского территориально-производственного комплекса и начата подготовка к созданию металлургической базы на основе местных железных руд и коксующихся углей.

В Казахстане будут увеличены мощности по добыче руды на Жайремском и Дзезказганском комбинатах, освоено месторождение Шалкия, развернуто строительство Балкырчинского, Кайрактинского вольфрамых, Коктенкальского молибденового и Бошекульского медного комбинатов.

Развитие горно-рудной промышленности потребует улучшения охраны недр, комплексного использования минеральных ресурсов, снижения потерь полезных ископаемых при добыче и переработке. При разработке месторождений полезных ископаемых будут приняты меры к максимальному сохранению природной среды.

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

1.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1.1.1. Горно-геологические условия разработки рудных месторождений

Рудным месторождением называют естественное скопление в земной коре полезного ископаемого, разработка которого экономически выгодна. Рудные месторождения можно разделить на металлические (руда золота, свинца, цинка, железа и т. д.) и неметаллические (апатит, фосфориты, плакиковый шпат, гипс и т. д.). Иногда неметаллические месторождения называют нерудными.

Руда — минеральное вещество, содержащее полезные компоненты, которые обеспечивают экономически целесообразное извлечение их при современном уровне техники. Металл в рудах находится в виде различных соединений. Железные руды: магнетит Fe_3O_4 , гематит Fe_2O_3 , сидерит FeCO_3 содержат 48—72 % железа. Марганцевая руда — пиролюзит MnO_2 содержит 63 % марганца. Молибденовая руда — молибденит MoS_2 . Вольфрамовая руда — шеелит CaWO_4 . Медные руды: халькозин Cu_2S , борнит Cu_2FeS_2 , халькопирит CuFeS_2 . Апатит содержит 41—42 % фосфорного ангидрида P_2O_5 . Соли: сильвинит KCl и галит NaCl .

Порода, или пустая порода, — минеральное вещество, не содержащее полезных компонентов или содержащее их слишком мало для рентабельной переработки. Руда и порода — понятия относительные, поскольку по мере развития способов обогащения руд в переработку вовлекаются породы со все более низким содержанием металлов. Минеральное вещество, считавшееся в прошлом породой, теперь может являться рудой.

Во время разработки месторождений к руде примешивается некоторое количество пустых пород.

Смешанные при отбойке и выпуске руды и породы называют рудной массой.

Горной массой называют всю выданную на поверхность руду и породу как в смешанном виде, так и отдельно, сюда же входит и порода, полученная при проведении горных выработок.

В железорудной и марганцевой промышленности установились понятия о сырой и товарной руде. Сырой называют руду, направляемую в плавку без обогащения, а товарной — совокупность сырой руды и концентрата, полученного после обогащения бедной руды. Рассмотрим эти понятия на примере из практики Кривбасса.

На руднике им. Дзержинского добывают богатую железную руду с 55—57 % -м содержанием железа и направляют ее на металлургический передел без обогащения. Кроме того, там добывают магнетитовые кварциты с 30—35 % -м содержанием железа. Эту руду обогащают и потребителю направляют концентрат с 62—64 % -м содержанием же-

леза. Сырая руда — совокупность как богатой, так и бедной руды, добытой на руднике, а товарный продукт, проданный рудником, — сумма богатой руды и концентрата.

Рассмотрим основные формы залегания рудных тел (рис. 1.1).

Пласт — рудное тело, осадочного происхождения, залегающее согласно с вмещающими породами и ограниченное параллельными поверхностями. Размеры его в плоскости наслоения во много раз превышают относительно небольшую мощность.

Пластообразная залежь — подобна пласту, но имеет менее выдержанные элементы залегания.

Линза — рудное тело овальной формы с уменьшением мощности к краям.

Шток — крутое рудное тело магматического происхождения, цилиндрической формы, но с неправильными очертаниями в плане.

Штокверк — шток, пронизанный густой сетью различно ориентированных прожилков, насыщенных рудными минералами.

Жила — рудное тело, образовавшееся в результате заполнения трещин минеральным веществом или метасоматического замещения породы вдоль трещин минеральным веществом. По форме жилы делят на простые (плитообразные) и сложные (сетчатые, ветвистые, камерные и др.). По отношению к вмещающим породам различают жилы секущие и согласные.

При разработке рудных месторождений к жилам относят рудные тела мощностью до 3—4 м, иногда несколько больше.

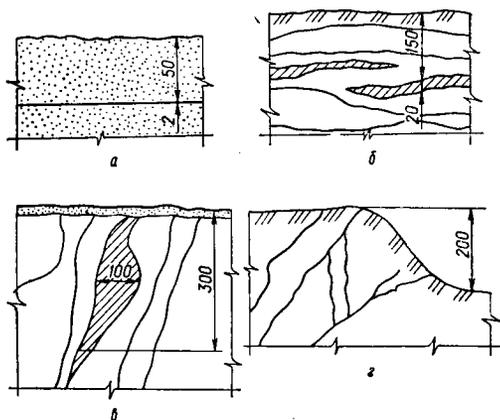


Рис. 1.1. Формы залегания рудных месторождений:

a — пласт марганцевой руды, *б* — пластообразные залежи медной руды, *в* — линза, *г* — жильное месторождение.

1.1.2. Размеры рудных месторождений и запасы руды

Длина рудных месторождений по простиранию колеблется от нескольких сотен метров до десятков километров, например, железные месторождения Кривбасса вытянуты по простиранию почти на 100 км, медно-колчеданная линза Дегтярского месторождения — 4,5 км.

Предельное распространение на глубину еще неизвестно, но предполагают, что месторождения могут достигать глубин до 8 км. Пока горные работы ведутся на значительно меньшей глубине. Наиболее глубокими являются золотые рудники в Южной Африке. Здесь руды добывают на глубине до 3,5 км. В золоторудном районе Колар в Индии горные работы ведутся на глубине около 3 км, а проектируются на глубине до 4 км. В СССР добыча руд ведется на глубине, не превы-

шающей 1 км. Новые стволы шахт, пройденные, например, в Кривбасе, рассчитаны на добычу руды на глубинах 1,2—1,5 км.

По мощности месторождения делят на следующие группы: весьма тонкие — до 0,7—0,8 м, тонкие — 0,7—3 м, средней мощности — 3—10 м, мощные — 10—25 м, весьма мощные — более 25 м.

Такое деление месторождений объясняется технологическими особенностями разработки. При мощности до 0,7 м приходится подрабатывать вмещающие породы, поскольку минимальная ширина пространства, в котором может разместиться рабочий, — 0,7—0,8 м.

При разработке тонких месторождений возможно применение деревянной распорной крепи. Распорная крепь длиной более 3 м слишком громоздка, тяжела и недостаточно прочна.

Крутые месторождения средней мощности обычно разрабатывают определенной группой систем, а именно, с магазинированием руды или с закладкой.

Мощные месторождения обычно разрабатывают при расположении длинной стороны блоков по простиранию месторождения, а весьма мощные залежи при расположении блоков длинной стороной вкрест простирания.

По углу падения месторождения делят на горизонтальные и пологие (угол падения от 0 до 18°); наклонные (19—35°); крутонаклонные (36—55°); крутые (56—90°).

Рудной площадью называют площадь горизонтального сечения месторождения. Она не является постоянной для всего месторождения. Обычно говорят о рудной площади на данном горизонте или о средней рудной площади по ряду горизонтов. Рудная площадь позволяет судить о том, сколько выемочных единиц можно иметь на данной шахте и определяет возможную производственную мощность предприятия.

Запасы и качество руды устанавливают по результатам разведки месторождений, которая подразделяется на предварительную, детальную и эксплуатационную. *Предварительную* разведку производят посредством геофизических методов, а также с помощью скважин и горных выработок. Перед разведкой или параллельно с ней производят топографическую съемку и составляют геологическую карту. Такая разведка позволяет приблизительно определять форму рудных тел, запасы и качество руды и решает вопрос о целесообразности детальной разведки месторождения.

Запасы руды, выявленные в результате предварительной разведки, называются геологическими, Государственной комиссией по запасам не утверждаются и не могут служить основанием для проектирования предприятия.

Детальную разведку производят посредством скважин и горных выработок. Задача детальной разведки — определение запасов руды, содержания полезных компонентов и технологических свойств руды (способы обогащения и переработки руд).

Эксплуатационную разведку производит в период эксплуатации месторождений геологический отдел горного предприятия. Эта разведка детально устанавливает запасы и качество руды в участках, подлежащих разработке.

Запасы руды, использование которых экономически целесообразно, называют балансовыми.

Забалансовыми называют запасы руды, использование которых в настоящее время экономически нецелесообразно вследствие малого количества, малой мощности залежи, низкого содержания полезных компонентов, сложности условий эксплуатации, необходимости сложных процессов переработки.

Промышленные запасы — это балансовые запасы минуса неизбежные при эксплуатации потери руды.

По степени разведанности и изученности качества запасы руды делят на четыре категории: A , B , C_1 , C_2 .

К категории A относят запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей полное выяснение условий залегания; полное выявление промышленных сортов руды; выявление и оконтуривание безрудных и некондиционных участков внутри залежей; полное выяснение качества, технологических свойств полезного ископаемого, гидрогеологических и инженерно-геологических условий эксплуатации.

К категории B относят запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выяснение основных особенностей условий залегания; определение промышленных сортов минерального сырья и закономерности их распределения без точного отображения пространственного положения каждого сорта; выяснение соотношения и характера безрудных и некондиционных участков внутри тел полезного ископаемого без точного их оконтуривания; выяснение качества, основных технологических свойств полезного ископаемого и основных природных факторов, определяющих условия эксплуатации.

К категории C_1 относят запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выяснение условий залегания, качество технологические свойства, а также природные факторы, определяющие условия эксплуатации лишь в общих чертах.

К категории C_2 относят запасы, оцененные предварительно; условия залегания, форма и распространение рудных тел определяются на основании геологических и геофизических данных, подтвержденных вскрытием полезного ископаемого в отдельных точках, либо по аналогии с изученными участками. Качество полезного ископаемого определяется по единичным пробам или по данным прилегающих разведанных участков.

Чтобы отнести запасы руды к той или иной категории, месторождение разведывают скважинами и горными выработками, пройденными на определенном расстоянии одна от другой. Чем выше категория запасов и сложнее строение месторождения, тем гуще должна быть сеть скважин или выработок.

При разведке железорудных месторождений сеть выработок для отнесения запасов к категории A равна 200—70 м, категории B — 400—100 м и категории C_1 — 800—400 м. Проектирование разработки месторождений ведут на основании суммы запасов категорий $A + B + C_1$.

Результаты детальной разведки проверяются и утверждаются Государственной комиссией запасов (ГКЗ) и только после этого могут использоваться практически.

1.1.3. Качество и механические свойства руды

В процессе разведки определяют качество и механические свойства руды.

Качество руды зависит преимущественно от содержания в ней полезных компонентов. Приблизительное содержание металла в рудах разной ценности следующее:

Наименование руд	Содержание металла, %		
	богатые	средней ценности	бедные
Железные	более 55	40—50	20—40
Медные	3	1—3	0,5—1
Свинцовые	5	2—5	1—2
Оловянные	0,5	0,2—0,5	0,1—0,2
Молибденовые, вольфрамовые, кобальтовые, урановые	1	0,1	0,01
Золотые, гр/т	50—100	10—15	1—2

Валовая ценность руды — это цена полезных компонентов, содержащихся в 1 т руды. *Извлекаемая ценность* — цена полезных компонентов, извлекаемых из 1 т руды.

Самыми ценными полезными ископаемыми являются алмазы. Содержание алмазов в наиболее богатых ими горных породах не превышает сотысячных долей процента.

На ценность руды влияет также присутствие в ней вредных примесей и ее минералогический состав, определяющий возможность дальнейшей переработки руды. Например, магнетит Fe_3O_4 легко обогащается магнитной сепарацией, а гематит Fe_2O_3 обладает слабыми магнитными свойствами и требует более сложных процессов обогащения.

Поэтому магнетит добывают и перерабатывают даже при сравнительно низком содержании железа, а гематит только при содержании железа более 50—55 %, когда его можно направить в доменный процесс без предварительного обогащения. В последние годы найдены возможности для обогащения гематита в высокоградиентном магнитном поле, что, очевидно, изменит отношение к нему как железорудному сырью.

Наиболее важное механическое свойство руды — разрушающее напряжение на сжатие, характеризующееся для некоторых руд и пород следующими цифрами:

Наименование	Разрушающее напряжение на сжатие, МПа	Наименование	Разрушающее напряжение на сжатие, МПа
Гранит	80—200	Руда железная, медная и других металлов	40—180
Базальт	100—280	Соль	22—42
Песчаники и известняки	37—100	Гипс	12—20

Для каждого месторождения и каждой разновидности руды и пород крепость определяют путем испытания достаточного количества образцов. Обычно образцы имеют цилиндрическую форму, диаметром и высотой около 5 см.

Иногда для оценки крепости горных пород пользуются коэффициентом крепости, предложенным профессором М. М. Протодьяконовым, который равен 0,01 доли разрушающего напряжения на сжатие, выраженной в килограммах на сантиметр квадратный.

Данные, полученные при испытаниях образцов, не учитывают структуру горных пород. В то же время различного рода трещины ослабляют массив. В расчетах на прочность это обстоятельство учитывают при помощи *коэффициента структуры*, который показывает, на сколько нужно уменьшить разрушающее напряжение, чтобы получить данные, соответствующие натуре.

СНИП II-94-80 предписывает принимать следующие коэффициенты структуры:

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	Коэффициент структуры	Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	Коэффициент структуры
Более 1,5	0,9	0,5—0,1	0,4
1,5—1	0,8	Менее 0,1	0,2
1—0,5	0,6		

Разрушающее напряжение на растяжение для горных пород составляет около 0,1 от разрушающего напряжения на сжатие. Модуль упругости равен от $2 \cdot 10^4$ до $2 \cdot 10^5$.

Большинство руд — твердые тела, обладающие упругими свойствами. Но встречаются также пластические (глина) и сыпучие (песок) полезные ископаемые. Для характеристики их физических свойств пользуются иными показателями, изложенными в механике грунтов.

Промышленная оценка запасов руды основывается на следующих данных: 1) значение полезного ископаемого для народного хозяйства; 2) запасы руды в месторождении; 3) содержание полезных компонентов (одного или нескольких); 4) наличие вредных примесей; 5) возможные способы и стоимость добычи и переработки руды. Промышленная оценка месторождения производится проектными или исследовательскими институтами и излагается в виде технико-экономического обоснования (ТЭО).

1.1.4. Минимальное промышленное содержание металлов в руде

При разделении месторождений на промышленные или непромышленные важную роль играет содержание полезных компонентов в руде, запасы ее, отдаленность месторождения от освоенных районов, условия залегания.

Содержание полезных компонентов, при которых разработка месторождения экономически целесообразна, называется минимальным промышленным содержанием. По мере развития техники и вследствие отработки богатых руд оно постоянно снижается.

Рассмотрим несколько примеров. До революции на рудниках Казахстана добывали и плавляли без обогащения медную руду с содержанием меди не менее 10—15 %. В настоящее время при разработке медных руд Джезказгана принято минимальное промышленное содержание меди 0,4 %. Железные руды в Кривбассе разрабатывают подземным способом при минимальном содержании железа 46 %. В Кривом Роге и на Урале при открытом способе разработки минимальное промышленное содержание железа в руде — 30—35 %.

Из полиметаллических руд извлекают несколько металлов. Под условным металлом понимают все полезные компоненты, приведенные с помощью определенных коэффициентов к основному металлу.

На одном из полиметаллических рудников приняты следующие переводные коэффициенты: свинец — 1, медь — 1,12, цинк — 0,64, золото — 0,23, серебро — 0,013 (содержание свинца, меди и цинка выражено в процентах, а золота и серебра — в граммах на тонну).

Минимальное промышленное содержание металла в руде определяют исходя из того, что затраты на добычу, обогащение и металлургический передел 1 т руды в худших условиях должны быть равны цене металла, полученного из этой руды

$$C_d + C_o + C_T + C_n \leq C_m \frac{K_{изв} a}{100 \cdot 100},$$

где C_d, C_o, C_T, C_n — себестоимость добычи, обогащения, транспорта и металлургической переработки 1 т руды, руб.; C_m — цена 1 т металла, руб.; $K_{изв}$ — извлечение металла из 1 т руды, %; a — содержание металла в руде, %.

Отсюда минимальное содержание металла в руде, %

$$a_{\min} = \frac{C_d + C_o + C_T + C_n}{C_m \cdot K_{изв}} \cdot 10^4.$$

Определение минимального промышленного содержания металла по этой простой методике не всегда возможно. Иногда с изменением минимального промышленного содержания металлов в руде изменяются промышленные запасы. При понижении минимального промышленного содержания металлов запасы руды в месторождении возрастают, поскольку в число балансовых включаются запасы с низким содержанием полезных компонентов, ранее считавшиеся забалансовыми. Разрабатывая месторождения с большими запасами, можно создать крупное предприятие, что снизит себестоимость добычи по сравнению с разработкой месторождения с малыми запасами, но при этом возрастет себестоимость переработки более бедной руды. Таким образом, себестоимости добычи и переработки при различном минимальном промышленном содержании величины непостоянные.

Если с изменением минимального промышленного содержания металлов в руде запасы резко изменяются, прибегают к способу ва-

риантов. Например, при определении минимального промышленного содержания для медного месторождения подсчитывают себестоимость металла, полученного после металлургического передела, когда содержание металла в руде составляет: 1; 0,8; 0,6; 0,4 %. Затем за минимальное промышленное содержание принимают такую величину, при которой себестоимость 1 т металла при обработке всего месторождения наиболее близка к его средней цене.

Предположим, подсчитаны запасы руды в медном месторождении при минимальном содержании 1 % — 120 млн. т, 0,8 % — 150 млн. т и 0,6 % — 180 млн. т. При понижении минимального промышленного содержания в разработку вовлекается дополнительное количество руды, т. е. запасы ее увеличиваются. Теперь определим себестоимость 1 т металла. Она равна: при минимальном промышленном содержании 1 % — 250 руб.; 0,8 % — 280 руб. и 0,6 % — 300 руб. Средняя цена 1 т металла составляет 285 руб. Очевидно, что в этом случае следует принять минимальное промышленное содержание равным 0,8 %, так как при разработке более бедных руд предприятие будет убыточным.

Бортовое содержание полезных компонентов в руде устанавливается для месторождения с нечеткими границами (обычно россыпные месторождения). Под бортовым содержанием понимают наименьшее содержание металла в краевых пробах, по которым производят оконтуривание запасов. Это содержание относится не к расчетному блоку, как минимальное промышленное, а к пробе, взятой у границ залежи.

Бортовое содержание подсчитывают аналогично минимальному промышленному.

Например, установлено минимальное промышленное содержание железа в руде — 45 %. В одном из периферийных расчетных блоков среднее содержание железа равно 55 %, но в участке расчетного блока, примыкающем к границе залежи, содержание железа падает до 35 %. Если залежь оконтуривается по бортовому содержанию железа 45 %, то периферийные участки блоков с содержанием железа ниже 45 % необходимо отнести к забалансовым.

Иногда минимальное промышленное содержание связывают с мощностью залежи. Маломощную залежь выгодно отрабатывать только при высоком содержании в ней металла. Для оценки влияния мощности залежи на минимальное промышленное содержание переходят к выделению промышленных контуров месторождения по метро-проценту (произведение мощности контура в метрах на содержание металла в процентах).

1.2. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1.2.1. Горное предприятие

Предприятие, созданное для разработки месторождения полезного ископаемого подземным способом, называют рудником. Часто, особенно при разработке руд цветных металлов, в одном предприятии

объединены рудник и обогатительная фабрика, а иногда и металлургический завод. Такое предприятие называют **промышленным объединением**. В последнее время появилась тенденция к созданию крупных объединений, включающих производственные предприятия, проектные и исследовательские институты. Рудники и объединения подчинены союзным или республиканским министерствам.

В состав рудника обычно входит несколько шахт, являющихся отдельными производственными единицами по добыче руды, следует иметь в виду, что шахта — производственная единица, а ствол шахты — горная выработка.

Каждому горному предприятию отводят участок поверхности земли, необходимый для разработки месторождения и строительства поверхностных сооружений. Такой участок земли называют **горным отводом**. Для получения горного отвода необходим проект разработки месторождения, на основании которого районными и областными Советами народных депутатов трудящихся и вышестоящими организациями производится оформление горного отвода.

Режим работы рудника рекомендуется нормами технологического проектирования, но возможны обоснованные отклонения от этого режима. Иногда приходится увязывать режим работы рудника и обогатительной фабрики или других потребителей руды.

В проектах целесообразно принимать пятидневную рабочую неделю и двухсменную работу. Это позволит иметь достаточный резерв для уверенного выполнения плановых заданий по добыче руды.

1.2.2. Выемка валовая и селективная

Валовой называют выемку руды без деления ее на сорта. К ней же относят выемку руды совместно с включениями пустых пород, которые нельзя или экономически нецелесообразно извлекать отдельно от руды.

Селективной (раздельной) называют выемку, когда отдельные сорта руды или прослойки пустых пород выдают раздельно.

Валовая выемка позволяет добывать руду с меньшими затратами средств и развивать высокую производительность рудника. Применяют ее весьма широко, особенно при разработке мощных месторождений. Селективная выемка значительно дороже.

Валовую выемку ведут при разработке мощных месторождений, сложенных рудой примерно одного качества (например, большинство железорудных залежей Кривбасса).

В то же время есть железорудные месторождения, обогащенные ураном. В этом случае предварительно отрабатывают участки месторождения, содержащие уран, а затем остальную часть как железорудное сырье, т. е. ведут селективную выемку. Характерны в этом отношении некоторые медно-никелевые месторождения. Они сложены пластообразными залежами богатой руды, выше которых расположены сравнительно бедные руды. В настоящее время отрабатывают богатые руды с закладкой выработанного пространства (не обрушая более бедные руды, чтобы в будущем начать их разработку).

Экономически целесообразна селективная выемка при разработке весьма тонких жильных месторождений благородных и цветных металлов. В этом случае породу отбивают отдельно от жильной массы и используют ее в качестве закладки.

1.2.3. Потери и засорение руды

Потери руды при разработке месторождений происходят в результате неполноты отбойки руды по контуру рудного тела, в целиках, оставленных в выработанном пространстве, неполноты выпуска отбитой руды, просыпания рудной мелочи в закладку (материал, которым иногда заполняют выработанное пространство), в охранных целиках.

В процессе разработки месторождений помимо потерь руды происходит еще и примешивание к добытой руде некоторого количества пустых пород, в результате чего содержание металла в добытой и выданной на поверхность рудной массе оказывается ниже, чем в руде. Это явление называется **з а с о р е н и е м**.

Потери и засорение неизбежны при добыче руды даже в самых благоприятных условиях. Потери — явление вредное, они сокращают срок существования рудника, увеличивают амортизационные отчисления, которыми погашаются затраты на капитальные работы, увеличивают затраты на разведку месторождения в расчете на 1 т запасов и приводят к утрате природных богатств. Нередко теряется уже отбитая руда, что приводит к непроизводительным расходам на отбойку.

В любых условиях технически возможно вести разработку месторождений с минимальными потерями руды в размере 2—5 %, но это требует применения дорогих способов разработки и экономически оправдывается лишь при выемке месторождений с ценной рудой. При разработке руд средней ценности допускают потери 10—20 %, а при выемке полезных ископаемых низкой ценности, например соли, экономически оправданы потери в размере 50 % и более.

Экономический ущерб от засорения возникает вследствие понижения содержания полезных компонентов в рудной массе, что приводит к дополнительным затратам на обогащение и металлургический передел руды. Эти затраты могут быть значительными. Снижение содержания железа в руде на 1 % при плавке на атмосферном дутье повышает себестоимость 1 т чугуна на 0,3—0,5 рубля. Кроме того, засорение приводит к бесполезной транспортировке пустых пород от места добычи руды на поверхность и дальше к потребителю.

На рудниках ведут учет потерь и засорения руды по всем отработанным блокам. Потери и засорение выражаются в процентах или в виде коэффициентов. Рассмотрим методику учета потерь и засорения при разработке месторождений с обрушением руды и пород, когда прямой замер добытой и потерянной руды невозможен. Вместо понятия потери часто пользуются понятием извлечение руды. Коэффициент потерь представляет разность между единицей и коэффициентом извлечения, выраженным в долях единицы.

Примем следующие обозначения: B и D — балансовые запасы руды и количество выданной на поверхность рудной массы, т; P — количество потерянной руды, т; V — количество пустых пород, включенных в руду, т; a_p , $a_{p.m}$, $a_{пор}$ — содержание металла в руде, рудной массе и пустых породах, %.

Запишем уравнения баланса руды и баланса металлов. Уравнение баланса руды:

$$B - P + V = D.$$

Уравнение баланса металлов:

$$Ba_p - Pa_p + Va_{пор} = Da_{p.m}$$

Определим из этих уравнений P и V :

$$P = B - D \frac{a_{p.m} - a_{пор}}{a_p - a_{пор}}; \quad V = D \frac{a_p - a_{p.m}}{a_p - a_{пор}}.$$

Отношение извлеченного количества руды к запасам ее в недрах называют коэффициентом извлечения:

$$K_{изв} = \frac{B - P}{B}.$$

Подставив значения P , получим выражение, по которому подсчитывают коэффициент извлечения руды:

$$K_{изв} = \frac{D}{B} \cdot \frac{a_{p.m} - a_{пор}}{a_p - a_{пор}}.$$

Коэффициент засорения — это отношение количества пустых пород, попавших в руду, к добытой рудной массе:

$$K_{зас} = \frac{V}{D}.$$

Подставив значение V , получим:

$$K_{зас} = \frac{a_p - a_{p.m}}{a_p - a_{пор}}.$$

Рассмотрим расчеты коэффициентов извлечения и засорения руды для условий железных рудников Кривбасса. Предположим, имеются следующие исходные данные: запасы руды в блоке — 500 тыс. т, добыто руды — 420 тыс. т, содержание железа в руде — 60 %, в рудной массе — 59, в породах — 45 %. Коэффициент извлечения будет равен:

$$K_{изв} = \frac{420 \cdot 10^3}{500 \cdot 10^3} \times \frac{59 - 45}{60 - 45} = 0,78.$$

Извлечение составит 78 %, а потери — 22 %.

Коэффициент засорения будет равен:

$$K_{зас} = \frac{60 - 59}{60 - 45} = 0,07.$$

Засорение составляет 7 %.

В процессе расчетов, например при экономической оценке систем разработки, необходимы различные показатели, связанные с потерями

и засорением руды, которые не фигурируют в явной форме в приведенных выше формулах.

Эти показатели могут быть получены путем простейших алгебраических преобразований из приведенных выше уравнений.

Подсчет извлечения и потерь производят маркшейдерская и геологическая службы рудника. Запасы руды в разрабатываемых блоках подсчитывают рудничные маркшейдеры, количество добытой руды определяют обычно по количеству вагонеток с рудой, доставленных из того или иного блока.

Содержание металла в руде определяют геологи путем анализа буровых кернов или проб, взятых в выработках. Содержание металла в добытой рудной массе определяет служба технического контроля путем регулярного опробования вагонеток с рудой.

Затруднения возникают при определении содержания металла во вмещающих породах. Во-первых, вмещающие породы регулярно не опробуют; во-вторых, на верхних горизонтах остается потерянная и списанная руда, повышающая содержание металла во вмещающих породах. Обычно это не учитывают и расчет ведут так, как будто бы блок ограничен сверху породами с тем же содержанием металла, что и в боковых породах. Все это приводит к появлению в сводках по учету потерь так называемых «плюсовых» потерь, т. е. оказывается, что руды добыто больше, чем ее было подсчитано в блоках. Это значит, что добыли некоторое количество ранее потерянной и списанной руды.

Эти обстоятельства во многом снижают точность отчетных данных о потерях и засорении руды при разработке мощных месторождений, когда невозможно непосредственно измерить количество потерянной и добытой руды.

Учет потерь и засорения имеет один недостаток, он, как и вся отчетность, ведется по календарным срокам: месяцам, кварталам, годам. Учет же потерь и засорения необходимо вести по отработанным блокам, так как только по полностью отработанному блоку можно подсчитать все необходимые данные.

На основе обработки статистических данных по ряду предприятий для всех рудников установлены нормы потерь и засорения.

1.2.4. Требования к подземной разработке рудных месторождений

Рациональная разработка недр регламентируется «Основами законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах», принятыми в 1975 году. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых связана с несвойственной человеку работой под землей, требующей значительных затрат физических усилий и иногда протекающей в опасных условиях. Все это определяет необходимость строгого соблюдения правил безопасности и санитарно-гигиенических условий.

Разработка должна вестись так, чтобы потери руды и засорение ее находились в пределах, установленных экономическими соображениями.

Важным для нормальной эксплуатации месторождения является правильное определение производственной мощности предприятия. Она должна быть такой, чтобы себестоимость добычи руды была минимальной.

Качество добываемой руды должно соответствовать среднему содержанию полезных компонентов в руде. Это правило может быть нарушено только в том случае, когда предварительная добыча богатых руд не помешает в последующем разработке более бедных.

Месторождения должны разрабатываться комплексно, т. е. нужно извлекать все полезные компоненты, имеющиеся в руде в промышленном количестве.

Разработку необходимо вести так, чтобы изменения в природной среде были минимальны. После отработки всего месторождения или его части земельные угодья должны быть восстановлены.

В ряде случаев в результате разработки месторождений под землей образуются вполне устойчивые полости-камеры достаточно большого размера, которые нужно использовать для различных народнохозяйственных нужд. В этих камерах размещают заводы, склады оборудования и материалов, парники. Так, например, на одном из гипсовых рудников в Горьковской области в отработанных камерах выращивают грибы и даже разводят рыбу, конечно предварительно затопив камеры водой.

1.2.5. Концентрация работ и механизация производственных процессов

Часто на руднике в отработке одновременно находится 15—20 блоков и более. Они разбросаны по двум-трем этажам и разным флангам рудничного поля. Расстояние между крайними блоками измеряется километрами по горизонтали и сотнями метров по вертикали. Приходится поддерживать десятки километров горных выработок. Затрудняется контроль за состоянием горных работ. Следует стремиться к концентрации горных работ и сокращению числа одновременно действующих блоков. Это достигается увеличением производительности отдельного блока (путем применения более совершенной техники для отбойки и доставки руды).

Однако концентрация работ не может быть беспредельной. Если на руднике один действующий блок, то невозможно будет выдержать постоянным качество добываемой руды, которое будет меняться при переходе из одного блока к другому. По условиям шихтовки руды количество блоков можно определить в каждом частном случае в зависимости от качества руды в отдельных блоках. Оптимальной считается одновременная работа 5—6 блоков. Для этого в некоторых случаях потребуются поднять производительность блоков в несколько раз.

1.3. ДЕЛЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ШАХТНЫЕ ПОЛЯ И ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ ИХ РАЗРАБОТКИ

1.3.1. Шахтное поле и определение его размеров

Шахтное поле — часть месторождения, отведенная шахте для разработки (рис. 1.2). Соответственно могут быть поля рудника и штольни. Шахтные поля, на которые разбивают месторождение, можно отрабатывать все одновременно, если месторождение невелико, или последовательно, если размеры месторождения значительны. Последовательную разработку обычно применяют при горизонтальных месторождениях, распространяющихся на большую площадь (рис. 1.3).

Определение оптимальных размеров шахтного поля как и многих других параметров рудника производят путем технико-экономического сопоставления ряда вариантов.

Длина шахтного поля должна быть такова, чтобы приведенные затраты на добычу 1 т руды были минимальными.

На небольших рудниках длина шахтного поля может составлять от нескольких сотен метров до 1—2 км, на крупных предприятиях достигает 5—10 км.

Точность подобных расчетов — 10—15 %, поэтому варианты, по которым расходы лежат в указанных пределах, можно считать равноценными.

Рассмотрим современные тенденции в определении размеров рудничных и шахтных полей при разработке мощных месторождений на примере Кривбасса. Основная часть месторождения разрабатывалась десятью рудниками. Средняя длина шахтных полей в южной группе рудников — 859 м, в северной группе рудников — 1430 м. В состав каждого рудника входит несколько шахт. Размеры рудничных полей

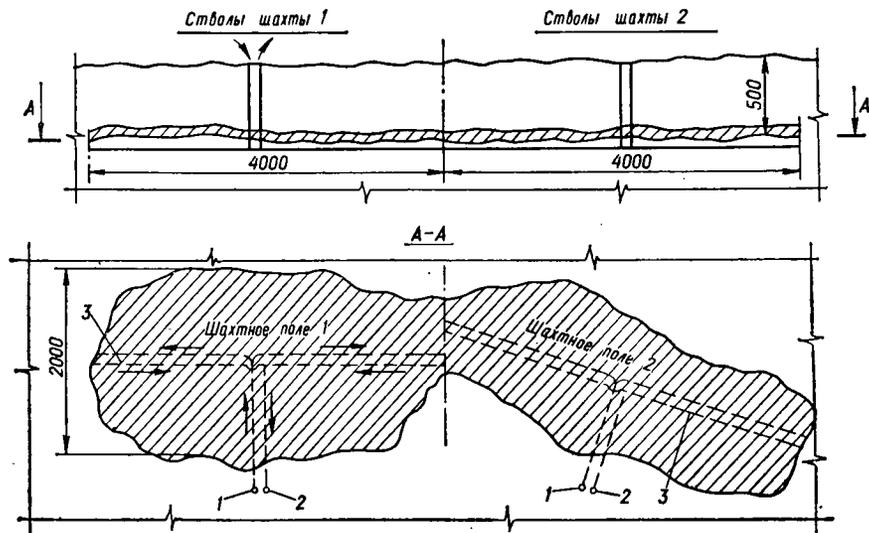


Рис. 1.2. Деление горизонтального пластообразного месторождения на 2 шахтных поля
1 — главные стволы шахт, 2 — вентиляционные стволы шахт, 3 — штреки.

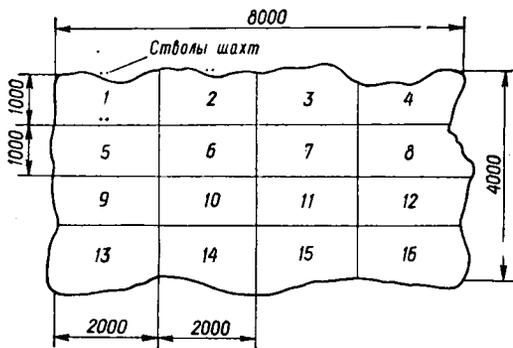


Рис. 1.3. Деление горизонтального пластового месторождения на шахтные поля, разрабатываемые последовательно:
1—16 — шахтные поля.

месторождение делится на два рудничных поля: одно длиной 7,5 км, а второе около 10 км. Первое шахтное поле вскрывается комплексом из двух наклонных стволов, оборудованных конвейерным подъемом, второе шахтное поле вскрывается одним наклонным стволом также с конвейерным подъемом. Сопоставление этих вариантов показано в табл. 1.

Преимущества горного предприятия со значительной длиной рудничного поля совершенно очевидны, так как себестоимость добычи руды получилась вдвое ниже.

В настоящее время в отечественной и зарубежной практике четко наметилась тенденция создания в крупных горнорудных районах предприятий со значительной производительностью и большой длиной шахтных и рудничных полей. Например, в Швеции построен железный рудник Кируна производительностью около 20 млн. т руды в год при длине рудничного поля 4,5 км (такова длина месторождения). Как показывают приведенные выше расчеты, для Кривбасса было бы целесообразно иметь длину рудничных полей 7—10 км.

1.3.2. Стадии разработки месторождения

Процесс разработки месторождений состоит из четырех стадий: вскрытие, подготовка, нарезка и очистные работы.

В с к р ы т и е м называют проведение выработок, которыми месторождение соединяется с поверхностью земли.

П о д г о т о в к а заключается в проведении выработок, которыми шахтное поле делят на этажи и блоки при крутом падении и на панели — при пологом.

Н а р е з к а — это проведение выработок в пределах блока или панели, необходимых для осуществления в последующем собственно добычи руды. Количество подготовительных или нарезных выработок оценивается в метрах на 1000 т добытой руды. При различных системах разработки оно колеблется от 2—3 м и до 8—10 м.

О ч и с т н ы е р а б о т ы — это непосредственно добыча руды.

Таблица 1. Варианты размеров шахтных полей в условиях Кривбасса

Показатели	Рудник 1		Рудник 2	
	Шахтное поле, 7,5 км	3 шахтных поля, по 2—3 км	Шахтное поле, 10 км	5 шахтных полей, по 1,5—3 км
Годовая добыча, млн. т	29,7	20,6	23,0	21,9
Среднесписочная численность трудящихся горного отдела, чел.	7000	10 510	4100	7780
Производительность труда рабочего горного отдела, т в смену	20,1	10,27	25,5	10,1
Себестоимость добычи 1 т руды, руб.	1,19	2,03	1,0	2,04

Первоначально на новом месторождении эти стадии выполняются последовательно, а затем совмещаются во времени.

Выработки, вскрывающие месторождение, называют к а п и т а л ь н ы м и. Затраты на их проведение погашаются амортизационными отчислениями, которые распространяются на все запасы руды, извлекаемые из месторождения. К капитальным выработкам относят стволы шахт, штольни, выработки околоствольных дворов, капитальные рудоспуски, лифтовые восстающие, квершлагги, главные окаточные штреки и засечки ортов длиной до 10 м.

1.4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА РУДНИКА

1.4.1. Элементы технологической схемы рудника

Под технологической схемой рудника понимают совокупность процессов, которые необходимо осуществить для добычи руды под землей, транспортировки ее на поверхность и подготовки к отгрузке потребителю. Эти элементы технологической схемы характерны для любого рудника, но они могут быть конкретизированы в зависимости от местных условий. Отбойку руды производят скважинами, шпурами или комбайнами, доставку к транспортным выработкам — самотеком или с помощью механизмов, транспортировку в вагонетках — по рельсовым путям, автомобилями или конвейерами. На поверхность руду транспортируют по штольне или поднимают по стволу шахты. На крупных рудниках руду перед подъемом подвергают дроблению в подземных дробилках. На поверхности руду сортируют, усредняют, иногда дробят и подвергают грохочению, чтобы выделить различные сорта по крупности кусков.

Общую технологическую схему рудника разрабатывает горный инженер-технолог, детали дорабатывают инженеры соответствующих специальностей: механики, транспортники, обогатители.

Все элементы технологической схемы должны быть увязаны между собой, т. е. подземный транспорт выбран таким, чтобы вся добытая руда своевременно была доставлена к стволу шахты, подъем по стволу шахты рассчитан на выдачу всей добытой руды и породы, полученной в результате проведения выработок, и т. д.

Основным параметром, определяющим все элементы технологической схемы, является производственная мощность рудника. Проектирование разработки месторождения начинают именно с определения производственной мощности. В зависимости от производственной мощности подбирают тип и размеры транспортных средств, а они, в свою очередь, определяют сечение транспортных выработок и стволов шахт.

1.4.2. Интенсивность разработки рудных месторождений

Данные об интенсивности разработки необходимы для определения годовой производительности рудника. Это очень важный показатель, на длительный срок определяющий характер работы предприятия. Причем в последующем при эксплуатации предприятия изменить первоначально принятые решения уже трудно, поскольку это связано с проходкой новых стволов, реконструкцией подъемов, требующей больших капитальных затрат.

При разработке горизонтальных и пологих месторождений интенсивность ее может измеряться скоростью продвижения линии очистного забоя. Причем фронт работ в этом случае может передвигаться либо по простиранию, либо по падению. Таким показателем широко пользуются в угольной промышленности, где лава имеет большую протяженность и передвигается в строго заданном направлении. При разработке горизонтальных рудных месторождений забой имеет довольно сложную форму и может передвигаться в разных направлениях. Поэтому при разработке горизонтальных и пологих рудных месторождений показателями интенсивности обычно не пользуются.

При разработке крутых месторождений общее продвижение работ по выемке руды направлено сверху вниз. Первоначально отработывают этаж у поверхности земли, а затем переходят на отработку нижележащих этажей. В этих условиях в качестве показателя интенсивности разработки пользуются либо коэффициентом эксплуатации, либо годовым понижением уровня работ. Коэффициент эксплуатации — это количество руды в тоннах, добываемое в год с квадратного метра рудной площади. Годовое понижение уровня работ определяют как среднюю величину по всей рудной площади. Так, если этаж высотой 60 м отработывают за 3 года, то годовое понижение уровня работ составит 20 м. Это наиболее удобный и распространенный показатель.

Таблица 2. Годовое понижение уровня работ в зависимости от размеров шахтного поля, м

Длина поля по простиранию, м		Годовое понижение выемки, м		
Мощность месторождения более 15 м	Мощность месторождения до 15 м	от	до	среднее
до 500—600	до 300	15	25	20
600—1000	300—600	18	30	22
1000—1500	600—1000	15	20	18
более 1500	более 1000	12	18	15

Интенсивность разработки прежде всего зависит от размеров шахтного поля.

Рудная площадь находится под очистной выемкой не полностью, а частично. Все блоки, размещенные в пределах этажа, разрабатываются не одновременно. Отношение площади, находящейся под очистной выемкой к общей рудной площади, называют коэффициентом использования рудной площади (он равен приблизительно 0,3, но может колебаться в широких пределах).

Величины годового понижения выемки в зависимости от размеров шахтного поля, по данным академика М. И. Агошкова, приведены в табл. 2.

На интенсивность разработки влияет также угол падения и мощность месторождения. Годовое понижение уровня работ при разработке мощных месторождений значительно меньше, чем тонких. Это учитывается с помощью поправочных коэффициентов, приведенных в табл. 3.¹

Значениями годового понижения уровня работ пользуются при проектировании разработки новых месторождений. По старым горно-рудным районам, где добыча руды ведется уже многие годы, известны цифры понижения уровня выемки за ряд лет. Эти данные имеются в годовых отчетах о работе рудников и приводятся в литературе. При проектировании разработки какого-либо участка месторождения в таком старом районе следует пользоваться не только обобщенными данными, но и конкретными сведениями именно по этому району.

Понижение уровня работ на рудниках Кривбасса составляет в среднем 20—22 м, а на отдельных шахтах достигает 30 м.

На рудниках Советского Союза интенсивность разработки значительно выше, чем за границей. На крупных зарубежных горнорудных предприятиях годовое понижение уровня работ не превышает 10 м.

1.4.3. Производственная мощность рудника при разработке крутых месторождений

Производственную мощность рудника определяют по горным возможностям, затем проверяют по времени вскрытия и подготовки нижележащего этажа, а также по экономической эффективности.

При определении годовой производительности рудника по горным возможностям возможны два случая.

1) Определяется возможная годовая производительность рудника на новом месторождении, которое еще не только не разрабатывалось, но по которому еще не создан проект разработки;

Таблица 3. Коэффициенты учета влияния угла падения и мощности залежи

Угол падения	Коэффициент k_1	Мощность рудных тел, м	Коэффициент k_2
90	1,2	до 5	1,25
60	1	5—15	1,0
45	0,9	15—25	0,8
30	0,8	выше 25	0,6

¹ Агошков М. И., Малахов Г. М. Подземная разработка рудных месторождений. — М.: Недра, 1966. — 460 с.

2) Определяется на ближайший год производительность уже действующего рудника с известными фактическими и проектными данными о системах разработки, производительности блоков, коэффициенте использования рудной площади и т. д.

Рассмотрим первый случай. Для новых месторождений производительную мощность рудника определяют по величине годового понижения уровня работ и рудной площади:

$$A = S\gamma H \frac{k_{извл}}{1 - k_{зас}},$$

где S — рудная площадь, m^2 ; H — годовое понижение уровня работ, m ; γ — плотность руды, kg/m^3 ; $k_{извл}$ — коэффициент извлечения руды; $k_{зас}$ — коэффициент засорения руды.

Годовое понижение уровня работ находят по приведенным выше таблицам. Рудная площадь и плотность руды известны по геологическим данным. Множитель $\frac{k_{извл}}{1 - k_{зас}}$ выражает влияние засорения и потерь на величину добычи.

В качестве примера определим годовую производительность для железорудного месторождения с длиной шахтного поля более 1000 m , мощностью 15—25 m , углом падения 60° и рудной площадью — 37 000 m^2 . Плотность железных руд равна 3700 kg/m^3 . Коэффициент извлечения — 0,8, засорения — 0,15. Годовое понижение уровня работ для этих условий (см. табл. 2) составит в среднем 15 m , но с учетом поправочного коэффициента на мощность нужно принять $15 \cdot 0,8 = 12 m$.

Годовая производительность рудника будет равна:

$$A = 37\,000 \cdot 12 \cdot 3,7 \frac{0,8}{1 - 0,15} = 1\,544\,232 \text{ т.}$$

Расчетные данные округляем и принимаем 1,5 млн. т.

Рассмотрим второй случай определения годовой производительности в условиях действующего предприятия. Здесь расчеты нужно проводить более точно, на основании фактических данных именно по этому предприятию. Подобная задача возникает ежегодно при составлении плана горных работ на следующий год. Составляется календарный план разработки месторождения на год и устанавливается количество блоков, которое может быть отработано в течение года, а также производительность каждого блока. Добычу из всех блоков, намеченных к разработке, суммируют и получают годовую производительность рудника, которую потом сопоставляют с подъемными возможностями предприятия.

Такой принцип расчета можно представить следующей формулой:

$$A = Q_1 n_1 + Q_2 n_2 + \dots + Q_n n_n + Q_{под},$$

где Q_1, Q_2, \dots — производительность одного блока, t/g ; n_1, n_2, \dots — количество блоков отработываемой той или иной системой; $Q_{под}$ — количество руды, поступающей из подготовительных выработок, t/g .

Годовую производительность рудника по горным возможностям, полученную расчетом, необходимо проверить по времени вскрытия и подготовки новых этажей. За тот период, в течение которого этаж бу-

дет отработан, нужно успеть вскрыть, подготовить и дренировать новый этаж. В настоящее время достигнуты такие скорости проходки выработок, что новый этаж можно вскрыть и подготовить в сравнительно короткий срок 2—2,5 года (однако это требует соответствующей организации работ).

При напряженном балансе времени переходят на вскрытие и подготовку сразу 2—3 и более этажей или организуют скоростное проведение основных выработок, вскрывающих и подготавливающих новые этажи.

Рассмотрим схему проверки годовой производительности рудника. Составляется календарный план вскрытия и подготовки нового этажа и по нему устанавливается время, необходимое для выполнения этой работы. Оно не должно превышать срок отработки вышележащего этажа. Если очистные работы ведутся на нескольких этажах, нужно соответственно рассматривать вскрытие и подготовку нескольких этажей.

При определении экономически целесообразной производительности рудника необходимо учесть изменения эксплуатационных и капитальных затрат в зависимости от производительности предприятия.

Эксплуатационные расходы по откатке, подъему, водоотливу, ремонту выработок и обслуживанию поверхностных сооружений по мере роста производительности рудника снижаются. На мелких рудниках удвоение производительности рудника снижает эксплуатационные расходы на 25—30 %, на крупных — на 10—15 %.

Капитальные затраты на горно-капитальные работы, поверхностные сооружения, оборудование, изыскания с ростом производительности рудника увеличиваются (рис. 1.4).

Экономически оптимальной будет производительность рудника, при которой сумма эксплуатационных расходов и капитальных затрат будет минимальной.

Суммарная кривая получается пологой, поэтому практически приходится говорить о довольно широкой области экономически оптимальных значений производительности рудника. В силу того что область оптимальных значений обширна, экономических расчетов при определении производительности рудника обычно не производят, а руководствуются лишь сроком существования рудника, при котором обеспечивается наиболее благоприятное соотношение между капитальными затратами и эксплуатационными расходами.

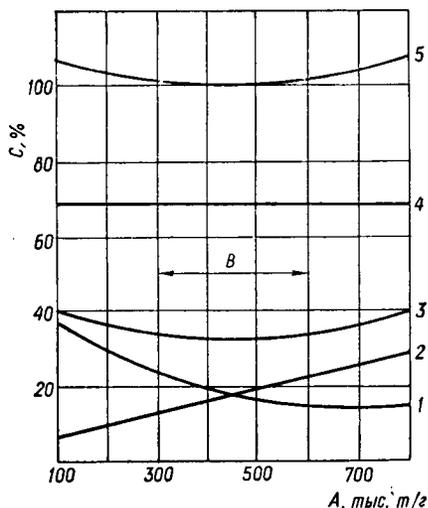


Рис. 1.4. Зависимости себестоимости добычи руды C от производительной мощности рудника A :

1 — переменные эксплуатационные расходы, 2 — капитальные затраты, 3 — сумма капитальных затрат и переменных эксплуатационных расходов, 4 — постоянные эксплуатационные расходы, 5 — полная себестоимость; B — область оптимальных значений.

Приближенно оптимальные сроки существования рудника можно принять следующими:

Годовая производительность, тыс. т	до 300	300—1000	1000—2000	2000 и более
Срок существования, лет	10	15	20	30—40

Годовая производительность рудника, определенная по горным возможностям, должна обеспечить срок существования рудника в пределах, указанных выше. Это будет свидетельствовать о том, что выбранная производительность рудника экономически целесообразна.

В настоящее время наметилась четкая тенденция к созданию весьма крупных предприятий при разработке мощных месторождений с большими запасами руды. На таких рудниках наиболее высокая производительность труда. Хорошим примером является рудник Кируна в Швеции. Производственная мощность этого предприятия 20—25 млн. т железной руды в год. Производительность труда рабочего по руднику около 35 т в смену, это один из наиболее высоких показателей в мировой практике.

На крупных железорудных месторождениях целесообразно создавать рудники с производственной мощностью 15—25 млн. т руды в год, что позволяет достигать наиболее высокой производительности труда.

1.4.4. Количество блоков в очистной выемке и нарезке

Количество блоков в очистной выемке легко определить путем деления годовой производительности рудника на годовую производительность блока:

$$N_{\text{оч}} = \frac{Q_{\text{руд}}}{Q_{\text{бл}}},$$

где $N_{\text{оч}}$ — количество блоков в очистной выемке, шт.; $Q_{\text{руд}}$ — производительность рудника, т/г.; $Q_{\text{бл}}$ — производительность блока, т/г.

Если применяют сразу несколько систем разработки, то предварительно нужно установить, какова доля годовой добычи при каждой отдельной системе разработки.

Производительность блока определяют расчетом или на основании практических данных рудника.

Количество блоков в очистной выемке и нарезке обратно пропорционально продолжительности этих операций. На основании этого положения возникает следующая формула:

$$N_{\text{нар}} = \frac{N_{\text{оч}} T_{\text{нар}}}{T_{\text{оч}}},$$

где $N_{\text{оч}}$, $N_{\text{нар}}$ — количество блоков в очистной выемке и нарезке, шт.; $T_{\text{оч}}$, $T_{\text{нар}}$ — продолжительность очистной выемки и нарезки одного блока, мес.

Продолжительность очистной выемки и нарезки блока можно определить путем составления календарного плана этих процессов или по маркшейдерским данным рудников.

1.4.5. Производственная мощность рудника при разработке горизонтальных и пологих месторождений

При разработке горизонтальных и пологих месторождений очистные работы ведут только в пределах некоторой части месторождения, характеризующейся коэффициентом использования рудной площади. Вести добычу руды сразу в пределах всей рудной площади нельзя по целому ряду причин. Во-первых, требуются большие капитальные вложения, что приводит к неоправданному увеличению себестоимости добычи руды, во-вторых, высокая производственная мощность предприятия может оказаться ненужной по народнохозяйственным соображениям. В нормах технологического проектирования рекомендуются коэффициенты использования рудной площади, приведенные в табл. 4.

Производительность рудника при разработке горизонтальных и пологих месторождений определяют по следующей формуле:

$$A = Si \left(n_1 \frac{d_1}{S_1} + n_2 \frac{d_2}{S_2} + \dots + n_n \frac{d_n}{S_n} \right),$$

где S — рудная площадь, m^2 ; i — коэффициент использования рудной площади; $n_1 \dots n_n$ — удельный вес каждой из применяемых систем разработки, в долях единицы; $d_1 \dots d_n$ — производительность панели при различных системах разработки, t/g ; $S_1 \dots S_n$ — площадь панели, m^2 .

Эта формула обоснована логически и не требует специального вывода. Заметим, что если применяют одну систему разработки, то формула упрощается.

1.4.6. Определение типа и емкости транспортных средств

На подавляющем большинстве рудников применяют рельсовый транспорт, поэтому остановимся на выборе емкости вагонеток.

Чем выше производственная мощность рудника, тем большего размера приходится принимать вагонетки для транспортирования руды

Таблица 4. Коэффициенты использования рудной площади при разработке горизонтальных и пологих месторождений

Рудная площадь, тыс. m^2	Коэффициенты использования рудной площади	Рудная площадь, тыс. m^2	Коэффициенты использования рудной площади
5—10	0,35—0,27	100—200	0,12—0,09
10—20	0,27—0,23	200—400	0,09—0,06
20—50	0,23—0,17	Более 400	0,05
50—100	0,17—0,12		

Таблица 5. Тип и емкость вагонеток в зависимости от производственной мощности рудника

Производственная мощность рудника, млн. т/г	Ширина колеи, мм	Сцепная масса электровоза, т	Емкость вагонеток, м³	
			с глухим кузовом	опрокидных
До 0,2	600	5—7	0,7—1,2	0,5—0,8
0,2—0,5	600—750	7—10	1,2—2,2	1,6
0,5—1	750	10	2,2	1,6—2,5
1,0—3,0	750	14	4,0	—
3,0 и более	900	20—28	4—10	—

Таблица 6. Характеристика вагонеток

Тип вагонеток	Емкость кузова, м³	Ширина кузова, мм	Высота кузова от головок рельсов, мм	Ширина колеи, мм	Тип вагонеток	Емкость кузова, м³	Ширина кузова, мм	Высота кузова от головок рельсов, мм	Ширина колеи, мм
С глухим кузовом					ВГ-4,0	4,0	1320	1450	900
ВГ-0,7	0,7	850	1220	600	ВГ-4,0у	4,0	1320	1550	750
ВГ-1,0	1,0	850	1300	600, 900	ВГ-8,0	8,0	1500	1550	900, 750
ВГ-1,4	1,4	880	1300	600, 900	С откидным днищем				
ВГ-1,4у	1,4	1000	1300	750, 600	ВД-4,0	4,0	1320	1550	900
ВГ-2,0	2,0	1200	1300	750, 600	ВД-5,6	5,6	1500	1550	900
ВГ-2,8	2,8	1240	1300	900	ВД-8,0	8,0	1550	1550	900

от забоев к стволу шахты. Размеры вагонеток и электровоза определяют сечение основных транспортных выработок, а следовательно, и объем горно-капитальных работ. Размеры вагонетки определяют также ширину клетки и таким образом влияют на сечение ствола шахты.

Для определения оптимальной емкости вагонетки можно рассчитать затраты на транспортирование руды в вагонетках различной емкости и выбрать ту емкость, при которой затраты будут минимальными. Здесь необходимо учитывать затраты на капитальные работы и эксплуатационные расходы. При проектировании таких расчетов обычно не делают и ограничиваются практическими данными о размерах вагонеток при различной годовой добыче. Нормы технологического проектирования рекомендуют вагонетки, указанные в табл. 5. Характеристики вагонеток приведены в табл. 6.

1.4.7. Определение сечения основных транспортных выработок

Сечение выработки определяется шириной транспортных средств, шириной прохода для людей и зазорами между транспортными средствами и стенками выработки.

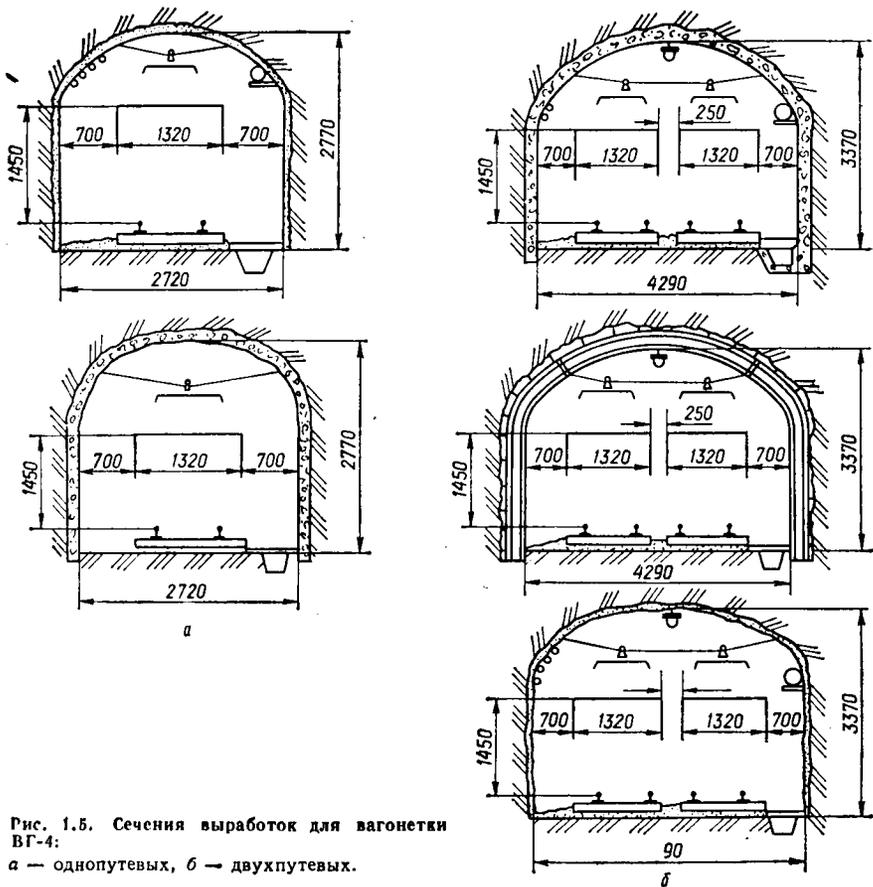


Рис. 1.5. Сечения выработок для вагонетки ВГ-4:

а — однопутевых, б — двухпутевых.

Сечения выработок стандартизованы и принимать их надо в соответствии со стандартами. На рис. 1.5 приведены сечения одно- и двухпутевых выработок. Правилами безопасности предусмотрено, что главные откаточные и вентиляционные выработки должны иметь сечение не менее 4 м^2 при металлической и деревянной крепи и не менее $3,5 \text{ м}^2$ при бетонной крепи. Высота выработок в свету не менее 2 м от головки рельсов. С одной стороны выработки должен быть свободный проход для людей не менее $0,7 \text{ м}$, а с другой стороны не менее $0,25 \text{ м}$ при металлической и деревянной крепи и не менее $0,2 \text{ м}$ при бетонной крепи. При конвейерном транспорте проход для людей также равен $0,7 \text{ м}$, а с другой стороны выработки — $0,4 \text{ м}$. Расстояние от конвейерной ленты до кровли выработки не менее $0,5 \text{ м}$.

Тип крепи выбирается в зависимости от срока службы выработки, ее назначения и механических свойств горных пород. Наиболее распространены следующие виды крепи: металлическая из специального профиля, набрызг-бетон, штанговая.

Сечение выработки, принятое по условиям транспортирования, проверяют по скорости вентиляционной струи. По правилам безопас-

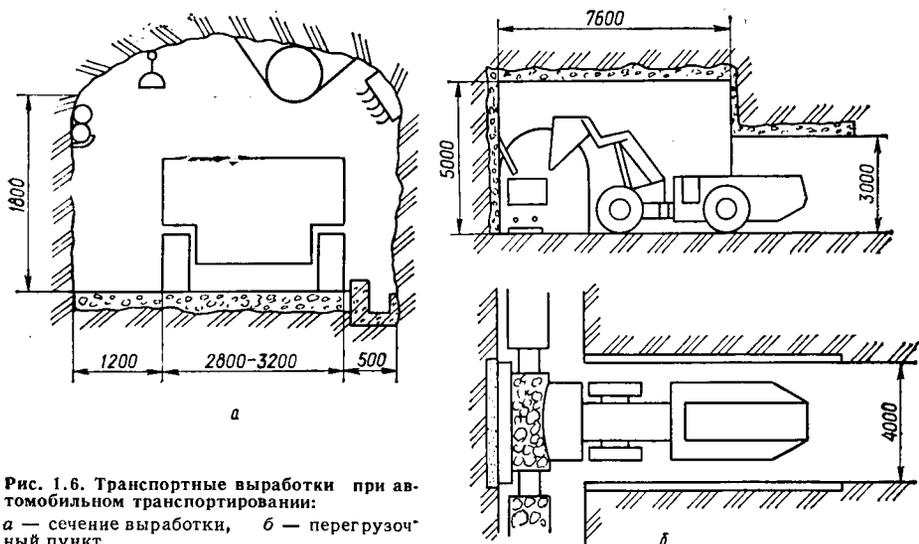


Рис. 1.6. Транспортные выработки при автомобильном транспортировании: а — сечение выработки, б — перегрузочный пункт.

ности скорость движения струи воздуха в основных транспортных выработках не должна превышать 8 м/с.

Сечение выработок при автомобильном транспортировании показано на рис. 1.6.

1.4.8. Обоснование размеров кондиционного куска и потребности в подземных дробилках

При разработке жильных месторождений и отбойке руды шпурами крупных кусков получается мало и вторичное дробление в забое не представляет трудностей. В этом случае размер кондиционного куска равен 200—300 мм.

При отбойке руды скважинами количество крупных кусков велико и затраты на вторичное дробление значительны. В этих условиях экономически целесообразно установить под землей дробилку и в ней дробить руду перед погрузкой ее в скипы. Величина приемного отверстия дробилки, распространенной на отечественных рудниках, 900 × 1200 мм. При этом максимальный размер кондиционного куска может быть принят 600—880 мм. Такой размер куска позволяет вести вторичное дробление в забое в малом объеме. Транспортирование крупных кусков руды от забоя до дробилки вполне возможен, поскольку на рудниках применяют вагонетки грузоподъемностью 10—20 т. Установка подземных дробилок и создание бункеров обходится дорого. Важно установить условия, при которых установка подземных дробилок экономически оправдывается. Условия формулируются достаточно просто. Установка дробилок целесообразна, если затраты на отбойку, доставку и погрузку руды без дробилки будут равны или больше, чем эти же затраты при наличии дробилки, что выражается следующим неравенством

$$\Sigma C_{\text{взр}} + \Sigma C_{\text{дост}} + \Sigma C_{\text{погр}} \geq \Sigma C'_{\text{взр}} + \Sigma C'_{\text{дост}} + \Sigma C'_{\text{погр}} + \Sigma C'_{\text{дроб}}$$

где $\Sigma C_{\text{взр}} + \Sigma C_{\text{дост}} + \Sigma C_{\text{погр}}$ — сумма затрат на отбойку, включая вторичное дробление, доставку и погрузку 1 т руды, те же обозначения, но со штрихом относятся к условиям, когда установлена дробилка; $\Sigma C_{\text{дроб}}$ — сумма затрат на установку и эксплуатацию дробилки, приходящаяся на 1 т руды.

Если это выражение рассчитать для дробилок различного размера, то можно установить наиболее целесообразный тип дробилки.

Обычно дробилки устанавливаются не на каждом этаже, а через 2—5 этажей. Это снижает затраты на установку дробилки, отнесенные к 1 т запасов руды.

Оценку условий применения дробилок можно произвести несколько проще путем сопоставления затрат только на вторичное дробление без дробилок и при наличии их. Такое сравнение правомерно, если применение дробилок не вызывает изменений во взрывных работах, доставке и погрузке руды.

В настоящее время на рудниках с большой производственной мощностью широко применяют подземные дробилки. Техничко-экономические расчеты и практика доказали целесообразность применения подземных дробилок.

1.4.9. Условия перехода от открытых работ к подземным

При проектировании разработки месторождения необходимо прежде всего установить подземным или открытым способом следует его разрабатывать, а затем глубину, при которой от открытого способа следует перейти к подземному.

Предельной глубиной открытых работ является глубина, на которой себестоимость добычи руды открытым и подземным способом равны. Месторождение графически делят на горизонтальные слои высотой 10—15 м и для каждого слоя определяют объем вскрытых работ и себестоимость добычи руды с учетом затрат на вскрышу.

По мере углубления открытых работ себестоимость добычи возрастает (растет объем пород вскрыши, которые необходимо удалить для добычи руды).

Коэффициентом вскрыши называют объем (м^3) вскрыши, приходящийся на 1 т руды. Предельный коэффициент вскрыши, при котором от открытых работ следует перейти к подземным, определяется выражением

$$C_{\text{под}} = C_{\text{отк}} + C_{\text{вскр}} k,$$

где $C_{\text{под}}$, $C_{\text{отк}}$, $C_{\text{вскр}}$ — соответственно себестоимость добычи 1 т руды подземным или открытым способом, себестоимость 1 м^3 вскрыши; k — коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{т}$.

Отсюда предельный коэффициент вскрыши равен:

$$k = \frac{C_{\text{под}} - C_{\text{отк}}}{C_{\text{вскр}}}.$$

Открытые работы углубляют до горизонта, на котором коэффициент вскрыши достигает указанной величины.

Такой простой способ расчета не учитывает влияния на экономичность разработки потерь и засорения руды, безопасности работ и затрат на рекультивацию земель. Некоторые из этих явлений, например затраты на рекультивацию земель, легко учесть при экономических расчетах, другие же в денежном выражении оценить трудно. Важным обстоятельством являются условия труда. Несомненно, работа на поверхности более естественна для человека, чем под землей, но в то же время состояние атмосферы в карьерах глубиной в несколько сотен метров бывает хуже, чем в подземных выработках. Проветривание глубоких карьеров — задача еще не решенная.

Иногда от открытых работ отказываются, чтобы сохранить поверхность земли для сельского хозяйства.

Задача о разработке месторождения открытым или подземным способом в одних случаях является элементарной, в других превращается в сложную проблему, в которой переплетаются инженерные и социальные проблемы.

2. ВСКРЫТИЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

2.1. ТРЕБОВАНИЯ К ВСКРЫТИЮ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Вскрытием называется проведение выработок, соединяющих месторождение с поверхностью земли. Вскрывающими выработками являются стволы шахт с квершлагами и штольни. К вскрытию месторождения предъявляются следующие требования.

1. Сохранность стволов шахт и штолен в течение всего срока разработки месторождения. Для этого при разработке месторождений средней мощности и мощных вскрывающие выработки располагают за пределами зоны сдвижения пород, образующейся при извлечении полезного ископаемого. Разрабатывая тонкие жильные месторождения, в большинстве случаев поступают так же, но иногда стволы проходят вблизи или по месторождению. В этом случае около вскрывающих выработок приходится оставлять охранные целики из руды или вести выемку с закладкой выработанного пространства.

2. Наличие достаточного резерва подъемных возможностей стволов шахт.

3. Создание достаточного количества вскрытых запасов, чтобы в последующем можно было своевременно вскрыть и подготовить ниже лежащие запасы руды.

4. Максимальная экономичность всех работ по вскрытию месторождения и эксплуатации вскрывающих выработок.

2.2. ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ СДВИЖЕНИЯ И ОБРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

В результате разработки месторождений в толще земной коры образуются полости. Постепенно они увеличиваются настолько, что устойчивость их нарушается и они заполняются обрушающимися породами. Со временем обрушение распространяется вверх, из-за чего по-

верхность оседает и образуются так называемые зоны обрушения и сдвижения.

Иногда полости заполняют закладкой, т. е. материалом, не содержащим полезных компонентов (песок, дробленая порода, шлак). Это уменьшает деформацию вмещающих пород и при разработке тонких месторождений исключает их обрушение. При разработке мощных месторождений применение закладки лишь замедляет процесс сдвижения пород, но не исключает возможность их обрушения и сдвижения поверхности.

В последнее время практикуют разработку месторождений с заполнением выработанного пространства твердеющей закладкой типа строительного раствора или бетона. Можно предполагать, что такая закладка предохранит вмещающие породы от обрушения.

Зоной сдвижения называют участок поверхности, где сдвижение пород происходит без разрыва сплошности, а зоной обрушения — участок, где наблюдается оседание террасами с образованием трещин и нарушением сплошности. Точки, где проявилось сдвижение поверхности, отмечают на разрезе вкрест простирания и соединяют с контуром рудного тела на горизонте, где произведена выемка руды. Таким образом получают углы сдвижения (рис. 2.1).

Для определения этих углов ведут регулярные наблюдения за сдвижением поверхности на различных рудниках. Вкрест простирания на поверхности месторождения проводят несколько линий, вдоль которых устанавливают реперы. Такую линию реперов называют наблюдательной станцией. Периодически производят нивелирование и устанавливают величину смещения реперов. Многолетние наблюдения позволили установить с достаточной точностью углы сдвижения и обрушения пород для старых рудных районов.

В качестве иллюстрации приведем данные по Кривбассу для кварцитов средней устойчивости. Углы сдвижения пород висячего бока 60° , лежачего бока 75° , по простиранию залежей 80° .

Углы сдвижения пород для основных горно-рудных районов приведены в правилах охраны сооружений.

Следует отметить, что в Кривбассе были случаи сдвижения и обрушения пород лежачего бока по напластованию под значительно более пологими углами (порядка $35-45^\circ$).

В наносах угол сдвижения обычно принимают равным 45° , но обводненные наносы могут сдвигаться и под углом до 7° .

Если ствол шахты пересекает рудное тело, то для сохранения ствола в рудном теле оставляют охранной целик. Охранной целик строят следующим образом. На разрезе вкрест простирания в районе ствола откладывают площадку, необходимую для поверхностных

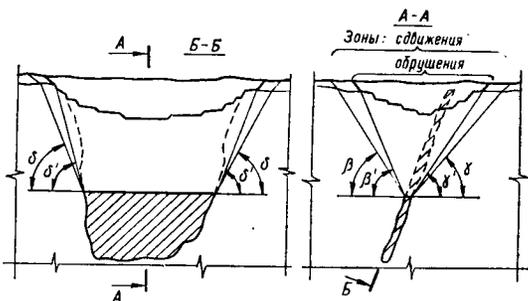


Рис. 2.1. Углы сдвижения и обрушения горных пород: γ, γ' — в лежачем боку, β, β' — в висячем боку, δ, δ' — по простиранию месторождения.

2.3. СТОЛЫ ШАХТ

По назначению различают следующие виды стволов шахт: главные, вентиляционные и вспомогательные.

Главные стволы служат для подъема руды. В них размещают отделения для скипов, клетей, противовесов, лестничное, трубное и для бадьегового подъема, если предполагается углубка ствола.

Скип — сосуд для подъема руды грузоподъемностью обычно от 3—5 т до 20—25 т.

Клетки — служат для подъема и спуска людей, вагонеток с рудой и породой, материалов и оборудования. При одноклетевом подъеме вес клетей уравнивают противовесами.

В зависимости от характера подъемных сосудов различают главные стволы скипо-клетевые, клетевые и скиповые.

Скиповые стволы могут иметь один скип с противовесом, два или четыре взаимоуравновешенных скипа. Скиповые стволы применяют для подъема руды на рудниках с большой производительностью, причем здесь необходим вспомогательный ствол для спуска и подъема людей, материалов и других вспомогательных операций.

Скипо-клетевые стволы наиболее распространены на рудниках малой и средней производительности. Они служат как для подъема руды, так и для вспомогательных операций. Сочетание подъемных сосудов в этом случае может быть весьма разнообразным. Возможны два скипа и клеть с противовесом, два скипа и две уравновешенные клетки и т. д.

Клетевые стволы применяют при небольшой производственной мощности предприятия. Руды в этом случае поднимают в вагонетках с помощью клетей. В таком стволе может быть либо две уравновешенные клетки, либо клеть с противовесом.

Клетки и скипы с противовесом имеют то преимущество, что они могут работать с несколькими горизонтами. Уравновешенные скипы и клетки приспособлены для работы только с одного горизонта.

Иногда в стволе располагают так называемый инспекторский подъем. Это небольшая клеть с противовесом, которая служит для осмотра и ремонта ствола, а также для разъездов людей в течение смены, когда основной клетевой подъем занят вспомогательными операциями.

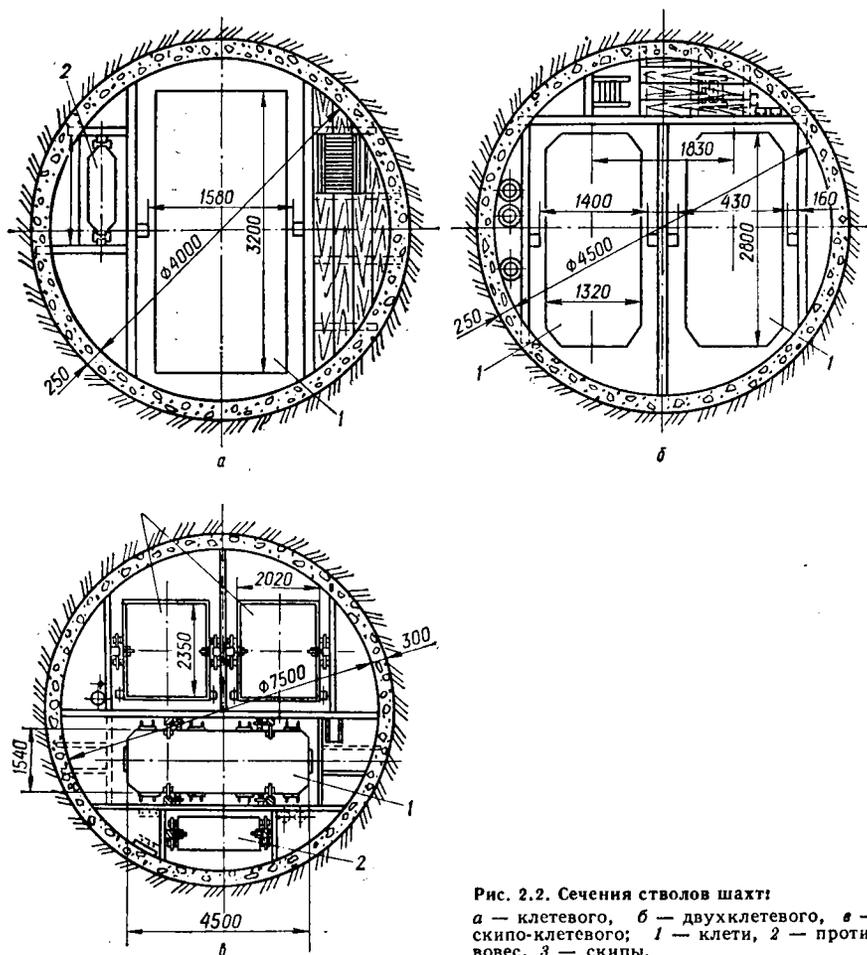


Рис. 2.2. Сечения стволов шахт:
а — клетового, *б* — двухклетового, *в* — скипо-клетового; 1 — клетки, 2 — противовес, 3 — скипы.

Сечение стволов может быть прямоугольным и круглым. Другие формы сечения встречаются редко. Сечения стволов типизированы (рис. 2.2). По типовым проектам диаметр стволов в свету равен 4—8 м с интервалом через 0,5 м. Стволы круглого сечения крепятся литым бетоном или тубингами.

Сечения наклонных стволов шахт аналогичны сечениям горизонтальных выработок. Обычно стенки вертикальные, свод коробовый. Наклонные стволы имеют скиповой или конвейерный подъем. Угол наклона ствола при конвейерном подъеме не более 18° (рис. 2.3).

Вследствие высокой производственной мощности, независимой от глубины подъема, наклонные стволы с конвейерным подъемом в настоящее время получили некоторое распространение. Кроме того, этот тип подъема позволяет автоматизировать все производственные процессы по транспортированию руды.

Наклонные стволы со скиповым подъемом применяют редко в вследствие быстрого истирания подъемного каната о шпалы и частых сходов

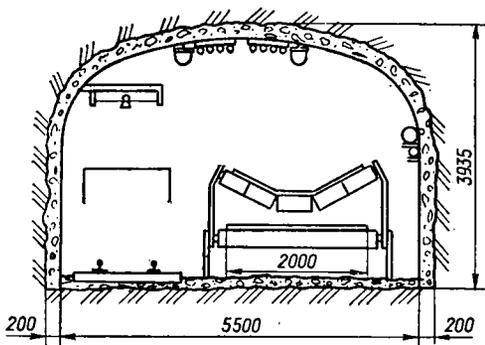


Рис. 2.3. Сечение наклонного ствола «Артем-2» (Кривбасс) конвейерным транспортом.

скипов с рельсов, что делает эксплуатацию такого подъема ненадежной.

Наклонные стволы используют в качестве рудоподъемных. Для спуска людей и других вспомогательных операций используют вертикальные стволы.

Остановимся на определении сечения стволов шахт. По производственной мощности шахты определяют требуемую емкость подъемных сосудов и, следовательно, их размер. Затем выбирают тип подъема (клетевой или скиповой). Сечение ствола можно определить путем графических построений, но обычно пользуются типовыми проектами и по ним подбирают ствол подходящего сечения.

Подъем руды в вагонетках с помощью клеток применяют при глубине стволов до 200—300 м и небольшой производственной мощности шахты: примерно до 100 тыс. т/г. при одноклетевом подъеме и до 300—400 тыс. т/г. при двухклетевом подъеме. Клетевой подъем значительно проще скипового из-за отсутствия подземных бункеров, опрокидов для вагонеток и дозаторов для загрузки скипов. При клетевом подъеме проще поверхностные и подземные сооружения, меньше перегрузок руды. Упрощена выдача руды разных сортов. Однако добиться высокой производственной мощности предприятия при клетевом подъеме затруднительно.

Стволы со скипо-клетевым подъемом применяют при мощности шахты до 2,5—3,0 млн. т руды в год. По сравнению с клетевым скиповой подъем имеет следующие преимущества: при одинаковой производительности подъемные отделения имеют значительно меньшие размеры (соотношение между мертвым весом скипа и грузом в 2—3 раза меньше, чем при клетях и вагонетках), высокая производственная мощность (грузоподъемность скипов достигает 50 т).

При производительности шахт более 3 млн. т руды в год применяют стволы со скиповым подъемом.

Очень важно выбрать подъемные сосуды и сечения главных и вспомогательных стволов с достаточным резервом.

Наиболее рационален двухсменный режим работы при прерывной неделе. Все подъемы рассчитывают на работу в течение 12—15 ч/сут. За этот срок на поверхность нужно поднять суточную добычу руды.

2.4. ВЫБОР МЕСТА РАСПОЛОЖЕНИЯ ГЛАВНЫХ СТВЛОВ ШАХТ

Место расположения ствола шахты выбирают в двух направлениях: вкрест простирания и по простиранию месторождения.

В направлении вкрест простирания стволы стремятся располагать за пределами зоны сдвижения пород. На разрезе вкрест простирания

строят зону сдвижения для предельной глубины распространения запасов категории C_1 . Затем на разрезе от точки выхода зоны сдвижения на поверхность откладывают отрезок, равный ширине промышленной площадки, на которой располагаются поверхностные сооружения. Как правило, ширина этой площадки — 50 — 100 м. Кроме того, она нужна в качестве определенного резерва, если принятые в расчетах углы сдвижения в действительности окажутся более пологими, чем предполагалось.

Если подобные построения произвести по нескольким разрезам, то будет найден ряд точек, соединив которые, получим линию по простиранию месторождения, за которой можно расположить ствол так, что он не попадет в зону сдвижения пород при разработке рудного тела.

Таким образом устанавливают положение ствола в направлении вкрест простирания месторождения.

Необходимо отметить, что ошибки в определении положения ствола в направлении вкрест простирания приводят к очень тяжелым последствиям. Со временем, после отработки рудного тела на некоторую глубину, происходит сдвижение пород, и ствол, расположенный слишком близко к рудному телу, начинает деформироваться и выходит из строя. Приходится проходить новый ствол дальше в лежащем боку, что связано с многомиллионными затратами. Можно, конечно, оставить возле ствола охранный целик, но это вызывает консервацию на длительный срок больших запасов руды, т. е. такое решение обычно неприемлемо.

Можно привести большое количество примеров подобных ошибок. Так, например, в Кривбассе попали в зону сдвижения и вышли из строя стволы крупнейшего шахт производительностью 2,5—5 млн. т руды в год каждый: «Гигант», «Коммунар», им. Коминтерна и др. Взамен этих стволов были пройдены новые.

В направлении по простиранию ствол стремятся расположить примерно против центра тяжести рудных тел, чтобы работа по транспортированию руды к стволу была минимальной. Однако даже при изменении расстояния в довольно широких пределах затраты на транспортирование меняются незначительно. Скачок в затратах появляется, если требуется увеличить количество электровозов.

При длине шахтного поля, равной 2—3 км, допустимо отклонение положения ствола от идеального в пределах нескольких сотен метров.

Определив место расположения ствола, необходимо произвести оценку выбранного места, учитывая соображения общего порядка, которые иногда существенно изменяют первоначально принятое решение.

1. Рельеф поверхности в месте заложения ствола, например крутой склон горы, может потребовать переноса ствола в другое место.

2. Условия транспорта руды на поверхности и расположение уже имеющихся подъездных путей. Может оказаться целесообразным расположить стволы возле уже имеющихся подъездных путей.

3. Расположение обогатительной фабрики. Ствол целесообразно располагать возле обогатительной фабрики, чтобы непосредственно из скипов разгружать руду в бункер фабрики (без дополнительного транспортирования и перегрузок на поверхности).

4. Наличие рек или водоемов в месте расположения ствола.

5. Характер пород, пересекаемых стволом. До проходки ствола по его оси бурят скважину и, если в этом месте окажутся породы, затрудняющие проходку, например, плывуны, то ствол лучше перенести в место с более благоприятными породами.

6. Наличие построек на поверхности. Иногда экономически целесообразнее не сносить сооружения, а перенести в другое место ствол шахты.

2.5. ВЕНТИЛЯЦИОННЫЕ И ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ СТВОЛЫ ШАХТ

Месторождения невозможно разрабатывать с помощью одного только главного ствола, по которому производится подъем полезного ископаемого. Необходимо иметь еще один или несколько вентиляционных и вспомогательных стволов, имеющих следующее назначение.

1. Запасной выход, поскольку по правилам безопасности из подземных работ должно быть не менее двух выходов.

2. Проветривание горных работ (нужно иметь отдельные стволы шахт для подачи свежего воздуха и стволы для выдачи на поверхность загрязненного воздуха).

3. Спуск, подъем людей и оборудования, а также выдача на поверхность пустых пород от проведения выработок. На крупных предприятиях объем этих работ велик и требует проведения специальных стволов шахт.

Строгого деления стволов шахт на вспомогательные и вентиляционные не существует: в большинстве случаев стволы, основная функция которых — вспомогательные операции, используются и для подачи воздуха. Вентиляционные стволы так же, как и главные, стремятся располагать за пределами зоны сдвижения пород.

Применяют несколько схем расположения вентиляционных стволов. Наиболее распространенная схема заключается в том, что главный ствол располагают против центральной части месторождения в лежащем боку, а вентиляционные стволы на флангах месторождения также в лежащем боку. Свежий воздух подается по главному или рядом с ним пройденному вспомогательному стволу, а загрязненный отсасывается по вентиляционным стволам, возле которых на поверхности установлены вентиляторы. Такая схема позволяет пропустить воздушную струю по кратчайшему направлению и обеспечивает удобный доступ к запасным выходам (рис. 2.4). Общая схема проветривания рудника сводится к тому, что свежая струя по главному или вспомогательному стволу поступает на откаточный горизонт, по откаточному штреку направляется к блокам, где ведутся очистные работы, и оmyвает их. Загрязненная струя подымается на вышележащий вентиляционный горизонт и по вентиляционному штреку движется к вентиляционному стволу шахты на фланге месторождения.

Такую схему применяют при длине шахтного поля до 2—3 км и производительности рудника от нескольких сот тысяч тонн до 2—3 млн. т руды в год. Это предприятия небольших и средних размеров.

При большой длине шахтного поля двух вентиляционных стволов на флангах месторождения недостаточно. Все месторождения разби-

вают на несколько участков длиной 1—1,5 км и на каждом из участков проходят самостоятельные вентиляционные стволы. На крупных рудниках объем работ по подъему породы, спуску материалов таков, что необходимы один или два вспомогательных ствола. В этом случае главный ствол используют только для подъема руды. Целесообразно главный и вспомогательный стволы располагать неподалеку друг от друга, объединить их одним надшахтным зданием и единым комплексом поверхностных сооружений.

Количество вспомогательных стволов определяют расчетом в зависимости от объема грузопотоков. Число вентиляционных стволов также определяется расчетом и зависит от количества, необходимого для проветривания горных работ воздуха и депрессии.

2.6. КЛАССИФИКАЦИЯ СХЕМ ВСКРЫТИЯ

Схемы вскрытия подразделяют на простые и комбинированные.

Простыми называют такие схемы, когда месторождение вскрывается стволом шахты с квершлагами или штольней, пройденными с поверхности. К простым относят следующие схемы:

1. Вертикальным стволом с квершлагами, причем ствол может быть расположен в лежачем боку, висячем боку или на фланге месторождения.

2. Наклонным стволом, пройденным по месторождению или в лежачем боку.

3. Штольней, которая может быть пройдена как в висячем, так и в лежачем боку в зависимости от рельефа местности и расположения рудного тела.

Комбинированными называют такие схемы вскрытия, когда верхняя часть месторождения вскрывается по одной из простых схем, а для вскрытия месторождения на более глубоких горизонтах применяют слепые стволы шахт. К ним относят следующие схемы:

1. Вертикальным стволом с поверхности с переходом на слепые вертикальные стволы на глубине.

2. Вертикальным стволом с поверхности с переходом в глубине на наклонные слепые стволы.

3. Вскрытие штольней верхней части месторождения и слепыми вертикальными стволами части месторождения, расположенной ниже уровня штольни.

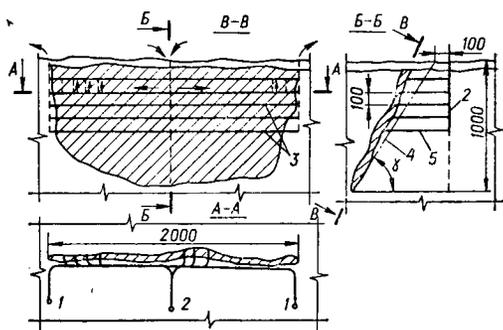


Рис. 2.4. Вскрытие круглого месторождения вертикальным стволом, расположенным в лежачем боку месторождения:

1 — вентиляционные стволы, 2 — главный ствол, 3 — штреки, 4 — граница зоны сдвига, 5 — квершлаг.

Возможно множество различных комбинаций стволов, пройденных с поверхности и слепых стволов. Выше указаны лишь наиболее часто встречающиеся.

2.7. ПРОСТЫЕ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ

2.7.1. Вскрытие крутых месторождений вертикальными стволами

Основная схема заключается в том, что главный ствол располагают в лежащем боку за пределами зоны сдвижения пород (см. рис. 2.4). Достоинством является отсутствие охранных целиков, в которых консервируются значительные запасы руды.

Недостаток — большая длина квершлагов на глубоких горизонтах, а иногда и на горизонтах, близких к поверхности, если угол падения месторождения недостаточно крутой. Однако достоинства схемы вскрытия вертикальным стволом, расположенным в лежащем боку месторождения, преобладают над недостатками, поэтому она является основной, наиболее распространенной.

Главный ствол шахты можно также расположить и в висячем боку за пределами зоны сдвижения пород, но такая схема применяется редко, поскольку по сравнению с предыдущей она обладает рядом существенных недостатков, а именно:

1. Суммарная длина квершлагов получается больше.
2. Первый квершлаг получается наиболее длинным, это задерживает ввод в эксплуатацию месторождения.
3. Незначительное увеличение глубины залегания месторождения по сравнению с первоначально предлагаемым приводит к тому, что зона сдвижения пород захватывает ствол.

К расположению ствола в висячем боку за пределами зоны сдвижения пород прибегают, если это вызвано какими-то частными соображениями (наличием водоема, реки или гористого рельефа поверхности в лежащем боку). Иногда ствол проходят в висячем боку в силу того, что там уже имеется обогатительная фабрика, к которой не нужно транспортировать руду, и т. д.

Главный ствол может быть расположен в висячем боку, пересекая на глубине месторождения (рис. 2.5). Основной недостаток такого расположения — необходимость оставлять охранный целик. К этой схеме прибегают при пологом падении, малой мощности и большой длине залежи. При этом в охранный целик остается небольшое количество от общих запасов руды. Нужно учесть также, что если ствол расположен по обычной схеме в лежащем боку, то при пологом падении залежи квершлагги получаются очень длинными.

Наконец, главный ствол может быть расположен на фланге месторождения за пределами зоны сдвижения пород. В этом случае расстояние транспортирования руды получается больше, чем во всех других (ствол расположен не против центра тяжести рудного тела, а на одном из флангов). К такой схеме прибегают при разработке место-

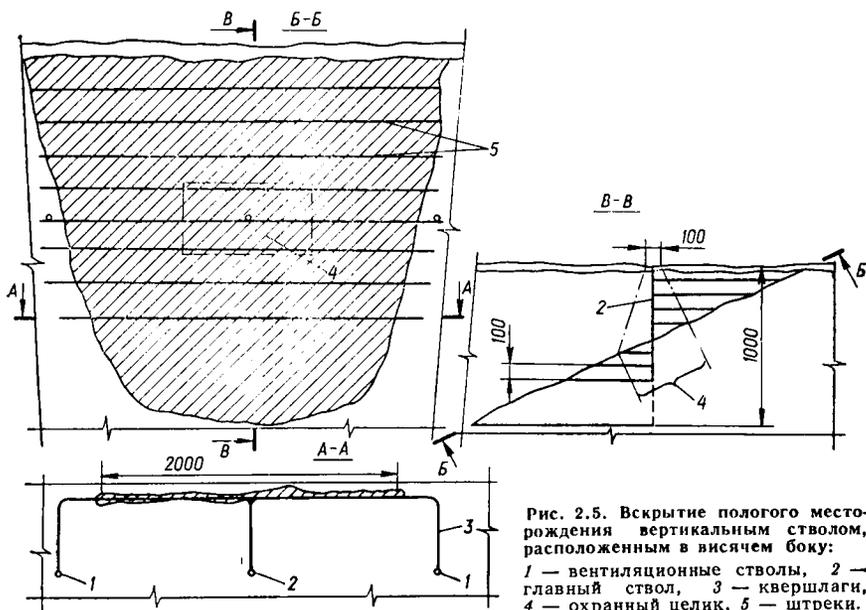


Рис. 2.5. Вскрытие пологого месторождения вертикальным стволом, расположенным висячем боку: 1 — вентиляционные стволы, 2 — главный ствол, 3 — квершлагаи, 4 — охранный целик, 5 — штрэки.

рождений небольшой длины (от нескольких сотен метров до километра). Вентиляционные стволы располагают на фланге месторождения, противоположном тому, где заложен основной ствол, и разработку ведут при наличии двух стволов.

При всех других схемах общее количество главных и вспомогательных стволов не менее трех.

2.7.2. Примеры вскрытия рудных месторождений вертикальными стволами

Медный рудник (Урал). Мощность рудного тела колеблется от 10—15 до 100 м, падение крутое (60—70°), приток воды около 200 м³/ч, длина месторождения по простиранию — 3700 м.

До глубины 130 м месторождение разрабатывали шестью небольшими стволами шахт, закрепленными деревом. Сейчас эти шахты либо законсервированы, либо используются для вентиляции.

При вскрытии месторождения до глубины 700 м пройдено два главных (капитальных) ствола — «Капитальный 1» и «Капитальный 2» и три вентиляционных ствола — «Северный», «Средний» и «Южный». Месторождение разделено на два шахтных поля длиной 1800 и 1900 м. Главные стволы имеют диаметр 6,5 м и проектную глубину 700 м. Средний ствол круглого сечения с диаметром 4,5 м. Северный и Южный стволы — прямоугольного сечения с деревянной крепью.

Главные стволы имеют по два скипа емкостью по 3 м³ и клеть для вагонеток емкостью 2 м³, вспомогательные стволы оборудованы клетевым подъемом (рис. 2.6).

Основные стволы углубляют каждый раз на один этаж. На каждом этаже имеются бункера (шахта № 1 — 200 м³, шахта № 2 — 400 м³)

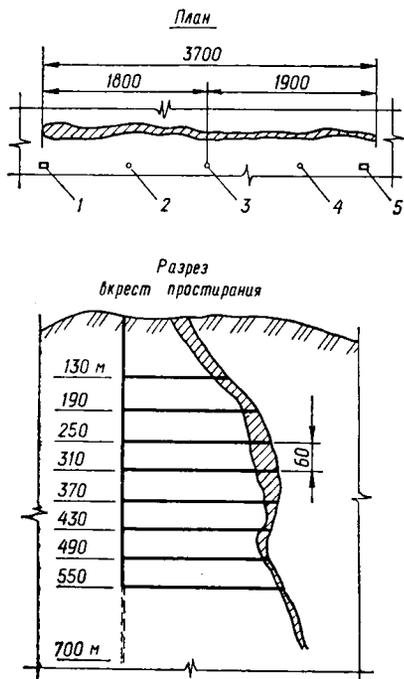


Рис. 2.6. Вскрытие медного месторождения:
1, 3, 5 — вентиляционные стволы;
2, 4 — главные стволы.

и водоотливные установки. Высота этажа 60 м. Квершлагги двухпутевые сечением 13—15 м², их проходят на каждом этаже.

Вскрытие подобного месторождения является типичным при невысокой производственной мощности.

Рудник Кируна (Швеция). Железорудное месторождение средней мощностью — 90 м, длина по простиранию — 4,75 км, угол падения — 55—65°. Месторождение разведано до глубины 1—1,5 км. Производственная мощность рудника — 20—25 млн. т руды в год. Содержание железа в низкофосфористой руде — 67%, а высокофосфористой — 60%.

Месторождение вскрыто восемью главными вертикальными стволами сечением 2,7 × 5,0 м. В каждом стволе есть скип грузоподъемностью 20 т с противовесом. Все главные стволы и один вспомогательный расположены на расстоянии 13—15 м один от другого и имеют общее надшахтное здание. Рядом расположена обогатительная фабрика. Восемь стволов пройдено для того, чтобы каждый сорт

руды можно было выдавать через отдельный ствол.

Главные стволы расположены на фланге месторождения в 600 м от зоны обрушения. Это объясняется стремлением приблизить стволы к обогатительной фабрике, построенной ранее. Объединение стволов в одном надшахтном здании значительно упростило комплекс поверхностных сооружений.

Горизонты 540 и 775 м являются основными откаточными. Готовится горизонт 1000 м. Работа подземного электровозного транспорта автоматизирована: составы движутся без машинистов. Ежесуточно перевозится около 100 тыс. т руды и породы.

Для доставки людей, материалов и самоходного оборудования пройдено семь главных уклонов сечением 5 × 8 м с углом наклона 6°. Доставка людей к месту работы осуществляется автомобилями и занимает 5,5 мин. В подземных выработках расположены мастерские, заправочные станции, дробилки, конторские помещения и столовые, их общая площадь — 1300 м². Кроме главных уклонов, существует целый ряд спиральных съездов для проезда на подэтажи. Все выработки приспособлены для передвижения автомобилей.

Планирование горных работ ведется на пятилетний, годичный, месячный и недельный периоды. Учитывается изменение содержания металла в руде, наличие механизмов, материалов и людей. Разведочные скважины для оценки качества руды бурят через 25 м.

Достигнуты высокие технико-экономические показатели: средняя производительность одного рабочего составляет 35 т в смену. Рудник принадлежит государству.

Рудник им. Дзержинского (Кривбасс). Один из крупнейших в отечественной и зарубежной практике.

Разрабатывается крутая железорудная залежь мощностью 150—200 м. В южной части шахтного поля она выклинивается на глубине около 500 м, в северной — на глубине 1000 м.

В 30-х годах в период первой реконструкции рудников Кривбасса в лежачем боку залежи были пройдены стволы шахт «Коммунар», «Гигант-клетевой» и «Гигант-скиповой». Ствол шахты «Гигант-скиповой» был оборудован четырьмя скипами по 25 т каждый. После того, как горные работы достигли глубины 200—300 м, началось сдвижение пород лежачего бока под углом около 35°, т. е. значительно более пологим, чем предполагалось. Стволы этих шахт попали в зону сдвижения пород и вышли из строя.

В период второй реконструкции рудников бассейна взамен вышедших из строя стволов были пройдены новые: «Гигант-глубокий», «Победа», «Саксагань» проектной глубиной 1200 м. Ствол «Гигант-глубокий» пройден до горизонта 800 м в 164 м от старого ствола «Гигант-скиповой». Он оборудован многоканатной подъемной машиной, расположенной на копре высотой 98 м. Имеется два скипа по 50 т и клеть с противовесом. Диаметр ствола — 7,5 м.

Проектная производственная мощность стволов: «Гигант-глубокий» — 7,0, «Победа» — 1,5, «Саксагань» — 3,5 млн. т/г. В настоящее время производительность рудника вдвое ниже проектной в результате сокращения запасов богатых железных руд.

Кроме того, имеется ствол шахты «Центральная», предназначенный для вспомогательных работ, преимущественно для выдачи породы при вскрытии нижележащих горизонтов, и ствол шахты «Северная», по которому выдают разубоженные руды в размере около 0,5 млн. т/г. Этот ствол попадает в зону обрушения. Помимо перечисленных выше главных и вспомогательных стволов существуют еще четыре вентиляционных ствола.

Итак, такой рудник имеет 8 стволов шахт: три главных ствола, один вспомогательный и четыре вентиляционных (рис. 2.7).

Длина шахтных полей следующая: «Гигант» — 940 м, «Саксагань» — 900, «Победа» — 700 м, общая длина рудничного поля — 2540 м.

Относительно вскрытия этого месторождения следует отметить, что, во-первых, четыре крупных ствола шахт попали в зону сдвижения, прослужив менее половины того срока, на который они рассчитывались; во-вторых, длины шахтных полей и рудничного поля приняты очень небольшими.

Рудник Кидд Крик (Канада). Добывают полиметаллическую руду, содержащую медь, цинк, свинец, серебро. Производственная мощность рудника около 2 млн. т/г.

Подземные работы начаты на горизонте 244 м. Выше этого горизонта месторождение отработано карьером. Главный вертикальный ствол пройден на глубину 930 м. Для доставки самоходного оборудования пройдено 6 км наклонных выработок с уклоном 17°. Сечение этих

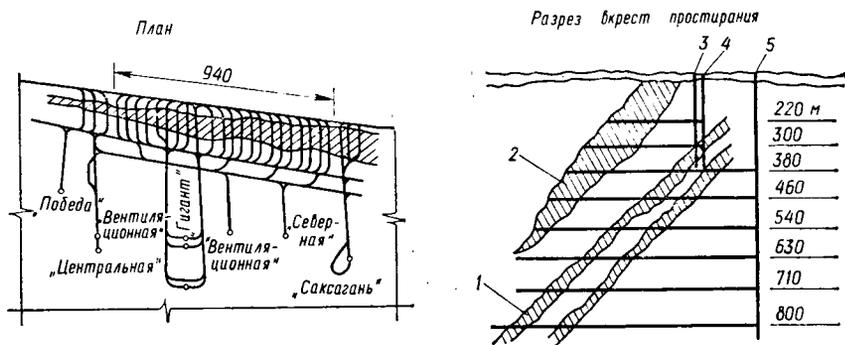


Рис. 2.7. Вскрытие железорудного месторождения им. Ф. Э. Дзержинского (Кривбасс): 1 — железистые кварциты; 2 — богатые железные руды; 3, 4, 5 — стволы шахт «Гигант-клетевой», «Гигант-скиповой», «Гигант-глубокий».

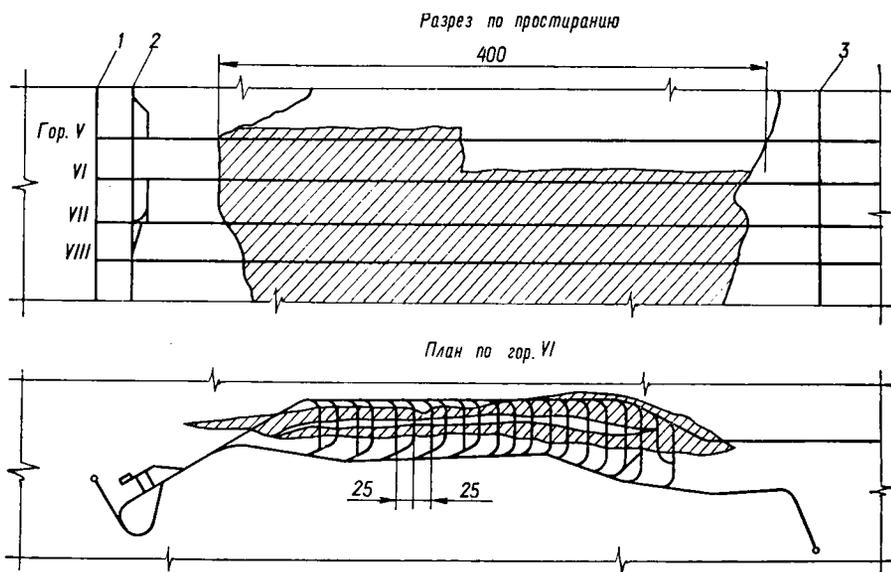


Рис. 2.8. Вскрытие верхних горизонтов на полиметаллическом руднике: 1, 2, 3 — стволы шахт «Вспомогательной», «Семиречье», «Вентиляционной».

выработок $3 \times 5,2$ м. На горизонте 853 м оборудованы бункера и установлены дробилки. Вся руда пропускается на этот горизонт по рудоспускам высотой до 600 м.

Вскрытие этого месторождения интересно тем, что, во-первых, концентрационный горизонт расположен ниже первого эксплуатационного горизонта на 609 м, во-вторых, предусмотрено исключительно самоходное оборудование и наклонные выработки большой длины для передвигания этого оборудования.

Полиметаллический рудник (Казахстан). Месторождение имеет мощностью 30—50 м, крутое падение и длину по простиранию около 400 м. На уровне V горизонта месторождение вскрыто штольней. Ниже уровня штольни на одном из флангов место-

рождения пройден главный ствол шахты «Семиречье» и неподалеку от него ствол шахты «Вспомогательная». На другом фланге месторождения расположен ствол шахты «Вентиляционная» (рис. 2.8).

Диаметр ствола «Семиречье» — 5,5 м. В нем размещены два скипа емкостью по 5 т и клеть $2,8 \times 1,5$ м.

Разработка ведется с закладкой выработанного пространства.

Такой рудник является сравнительно редким примером расположения стволов шахт на флангах месторождения. Такая схема вскрытия объясняется малой длиной месторождения по простиранию. Кроме того, следует обратить внимание на четко выраженную схему подготовки двумя штреками и ортами.

2.7.3. Вскрытие наклонными стволами

Наклонный ствол может быть пройден по месторождению или в лежачем боку. Возле наклонных стволов, пройденных по месторождению, необходимо оставлять охранные целики шириной 20—30 м и более с каждой стороны ствола. Наклонные стволы по месторождению проходят редко. Это практикуется, если наклонный ствол служит для разведки месторождения или требуется в кратчайший срок начать разработку верхних горизонтов пологого месторождения.

Наклонный ствол в лежачем боку месторождения проходят параллельно залежи, если угол ее падения меньше угла сдвига пород, или параллельно поверхности сдвига, если она более полого, чем залежь (рис. 2.9). Минимальное расстояние ствола от лежачего бока месторождения 15—20 м. Подъем руды по наклонному стволу осуществляется с помощью подъемных сосудов (клетей, вагонетки, скипы) или конвейера. При конвейерном подъеме угол наклона ствола не должен превышать 18° (рис. 2.10).

Сопоставим вскрытие наклонным и вертикальными стволами при одинаковом способе подъема руды, а именно при подъеме ее в сосудах. В этих условиях вскрытие вертикальным стволом имеет ряд преимуществ по сравнению со вскрытием наклонными стволами, а именно:

1. Длина ствола меньше.
2. При прочих равных условиях меньше сечение ствола, выше скорость подъема, меньше размеры подъемных сосудов и ходового отделения.
3. Стоимость крепления и поддержания меньше.
4. Дешевле водоотлив (из-за меньшей длины трубопровода).
5. Значительно более высока надежность работы подъема (поскольку в наклонных стволах быстро изнашиваются рельсовые пути, по которым движутся подъемные сосуды, и подъемные канаты).

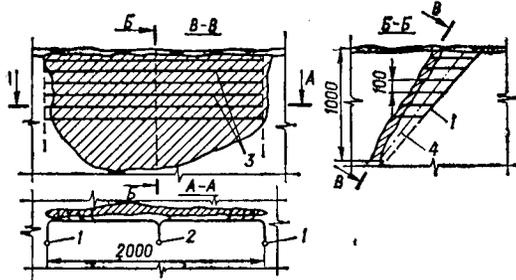


Рис. 2.9. Вскрытие наклонным стволом со скиповым подъемом:
1 — вентиляционный ствол, 2 — главный ствол, 3 — штреки, 4 — граница зоны сдвига пород лежачего бока.

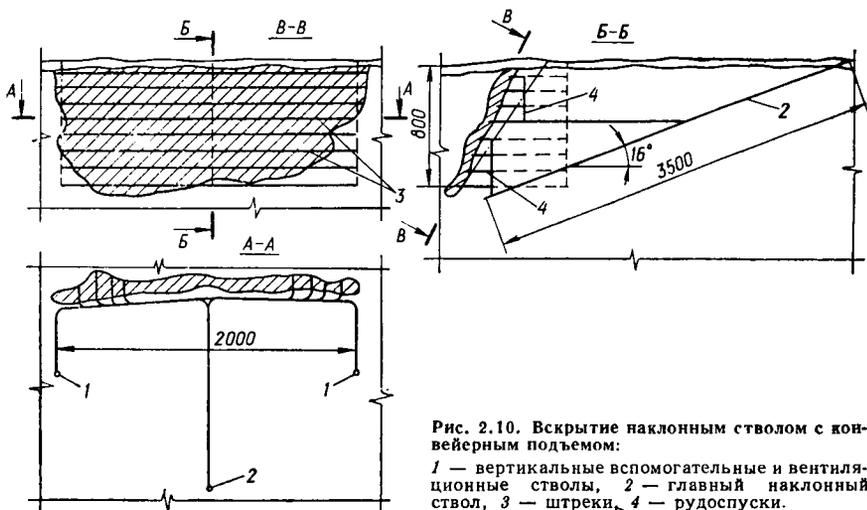


Рис. 2.10. Вскрытие наклонным стволом с конвейерным подъемом:
 1 — вертикальные вспомогательные и вентиляционные стволы, 2 — главный наклонный ствол, 3 — штреки, 4 — рудоспуски.

Однако вскрытие вертикальным стволом имеет существенный недостаток: значительно большая длина квершлаггов, чем при вскрытии наклонным стволом.

Совершенно другие условия возникают при конвейерном подъеме. Этот тип подъема не только не имеет перечисленных выше недостатков, но и обладает рядом достоинств. Прежде всего конвейер позволяет выдать через один ствол очень большое количество руды (до 12—15 млн. т/г.) независимо от длины ствола. Конвейерный транспорт в пределах от блока до поверхности позволяет осуществить непрерывный поток руды и автоматизировать все транспортные работы.

Наклонные стволы с подъемом руды в сосудах применяют редко.

Наклонные стволы с конвейерным подъемом применяют для вскрытия горизонтальных и наклонных месторождений, расположенных на глубине нескольких сотен метров. В этом случае длина ствола и конвейера невелика. Схема вскрытия достаточно проста и надежна в эксплуатации. Характерным примером является рудник Вобана (Канада).

Наклонные стволы с конвейерным подъемом для вскрытия мощных крутых месторождений применяют значительно реже, так как длина стволов большая и эксплуатация их более сложная и дорогая, чем вертикальных подъемов. Однако пример подобной схемы вскрытия есть — это наклонные стволы «Артем 2» на руднике им. Кирова в Кривбассе.

2.7.4. Примеры вскрытия наклонными стволами

Бокситовый рудник (Урал). Разрабатывается пласт с углом падения 18—35°, мощностью от 3 до 7 м. Вмещающие породы представлены сильно обводненными закарстованными известняками. Приток воды составляет 7000—8000 м³ в час. Месторождение вытянуто по простиранию на десятки километров.

Первоначально в 30-х годах месторождение разрабатывали открытым способом. В конце 30-х годов начаты подземные работы.

Наклонные стволы шахт проходили по пласту на глубину по вертикали 40—50 м. Длина шахтных полей составляла 500—700 м. Разработку вели до уровня грунтовых вод. Подъем руды по наклонным стволам осуществляли в вагонетках.

Затем в послевоенные годы осуществили вскрытие месторождения наклонными стволами до глубины 200—250 м по вертикали. Эти стволы были оборудованы более капитально и имели скиповые подъемы.

Вскрытие месторождения на глубину 500 м произведено вертикальными стволами. В военные годы вскрытие наклонными стволами позволило в кратчайший срок наладить добычу руды подземным способом. В последующем этот способ сохранился пока производилось изучение месторождения, проектирование и вскрытие более глубоких горизонтов.

Рудник им. Кирова (Кривбасс). Мощность крутой пластообразной залежи достигает 200 м. Вскрытие осуществлено двумя наклонными стволами с конвейерным подъемом на глубину около 800 м (см. рис. 2.10). Наклонные стволы «Артем 2» пройдены под углом 16°. Длина их 3,5 км, сечение 5,5 × 3,5 м. В каждом стволе установлен конвейер с шириной ленты 2 м. Длина одного звена конвейера 400—500 м. Кроме конвейера, в каждом стволе имеется фуникулер. Расстояние между осями стволов 13 м. Производительность двух стволов около 30 млн. т руды в год.

В пределах поля рудника есть пять вентиляционных стволов. По трем из них воздух подается вентиляторами и по двум отсасывается также вентиляторами.

Практика работы показала, что в условиях железорудной шахты конвейерный подъем руды работает ненадежно. Износ ленты и аварии возникают в результате неосевой нагрузки на ленту, ударов кусков руды, повреждения ленты острыми кусками руды при переходе через ролики и при скольжении, заклинивание кусков руды в местах перегрузки.

Затраты на транспортирование 1 т руды от бункеров на горизонт 625 м до железнодорожных бункеров (включая дробильно-сортировочную фабрику на поверхности) составили около 1 руб., или 28 %, от общерудничной себестоимости.

На шахте «Гигант-глубокая» при подъеме руды по вертикальному стволу в скипах аналогичные расходы в 2,4 раза ниже.

Выемка 1 м³ при проходке вертикального ствола «Родина» составила 27,2 руб., а наклонного ствола «Артем 2» — 53,3 руб., хотя при проходке некоторых вертикальных стволов в Кривбассе стоимость проходки достигала 40 руб. за 1 м³.

Низкие технико-экономические показатели эксплуатации наклонных стволов «Артем 2» нельзя объяснять только свойствами конвейерного транспорта. Есть и другие причины, во-первых, стволы «Артем 2» загружены только на одну треть своей производственной мощности. При доведении мощности до проектной (30 млн. т в год) экономические показатели были бы значительно лучше. Во-вторых, длина звена конвейера принята 465 м, что привело к созданию шести перегрузочных пунктов. Увеличение длины одного звена сократило бы количество перегрузочных пунктов.

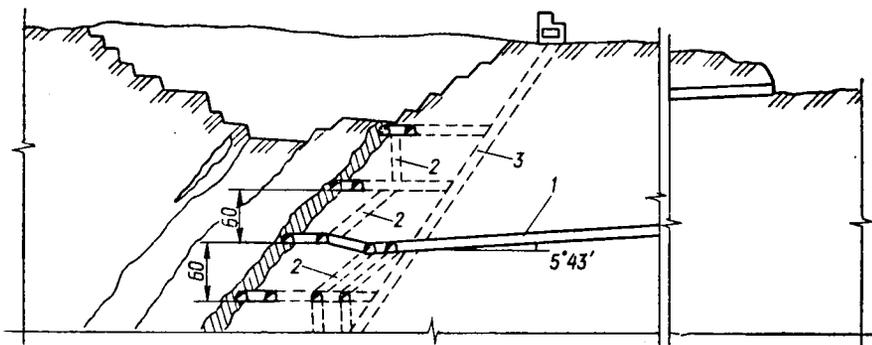


Рис. 2.11. Вскрытие никелевого месторождения:

1 — автотранспортные уклоны, 2 — вспомогательные уклоны, 3 — закладочный восстающий.

Никелевый рудник (Кольский полуостров). Месторождение «Заполярное» представлено пластообразной залежью мощностью от долей метра до 45 м, падающей под углом 55° . Коэффициент крепости руды 8—12, пород 10—14. Месторождение вскрыто двумя автотранспортными уклонами, пройденными под углом $5^\circ 43'$ (рис. 2.11). Руду транспортируют автосамосвалами грузоподъемностью 20 и 45 т. По одному из уклонов на поверхность выдают горную массу, а по другому доставляют оборудование, материалы и людей.

Руду, выпущенную на уровень откаточного горизонта, транспортируют на полевой откаточный штрек погрузочно-доставочными машинами, где перегружают в автосамосвалы. Расстояние до поверхности составляет около 3 км. Сечение автотранспортных выработок 22 м^2 .

Марганцевый рудник (Украина). Месторождение марганца представлено почти горизонтальным пластом мощностью 1,5—2 м. На отдельных небольших участках мощность пласта достигает 5,5 м. Рудное вещество в виде желваков, конкреций, кусков неправильной формы распределено в глинистых вмещающих породах. Рудообразующие минералы составляют около 50 % массы рудного пласта. Содержание марганца в среднем составляет 15—25 %. Кровля и почва пласта представлены различными глинами.

Пласт руды залегает на глубине 80—120 м.

Вскрытие первоначально производили вертикальными стволами с деревянной или бетонной крепью. Производственная мощность шахт составляла 350—450 тыс. т руды в год.

В 1966 г. в эксплуатацию был введен наклонный ствол шахты № 7. Длина ствола 340 м, угол наклона 17° . Подъем руды осуществляется конвейером КРУ-260. Проектная мощность шахты 500 тыс. т в год, но в настоящее время она достигла 1,1 млн. т в год. Были объединены поля шахт № 7 и № 4.

Опыт шахты № 7 оказался вполне удачным. Производственная мощность по сравнению с шахтами с вертикальным подъемом возросла в 3—4 раза, себестоимость добычи 1 т руды составила 5,75 руб., тогда как на старых шахтах с вертикальным подъемом она была равна 6,7 руб. Опыт шахты № 7 нашел определенное распространение: построена и введена в эксплуатацию шахта № 9—10 с производствен-

ной мощностью 2,5 млн. т руды в год. Вскрытие произведено наклонным стволом с углом наклона 16° . Длина ствола 300 м, сечение круглое диаметром 4,4 м, крепление кольцевое из профиля СПВ — 27. Подъем руды осуществляется конвейером 2ЛУ — 120-А с шириной ленты 1200 мм. Осуществлена полная конвейеризация транспорта от забоя до поверхности.

2.7.5. Вскрытие штольнями

Вскрытие месторождений штольнями — основная схема при гористом рельефе местности. Относительно залежи штольня может быть пройдена любым образом (как в лежачем, так и в висячем боку залежи, что определяется положением залежи относительно склона).

При выборе места расположения устья штольни необходимо учитывать следующие обстоятельства. Устье штольни должно быть расположено выше уровня воды при разливе реки, протекающей в долине. Склон горы должен быть не подвержен оползням и лавинам; необходимо иметь площадку, на которой располагаются поверхностные сооружения (быткомбинат с душевой, ламповой, местом для хранения одежды и конторскими помещениями). Руду от штольни обычно транспортируют с помощью подвесной дороги, приемную станцию которой располагают возле устья штольни. Доставку людей нередко производят также по подвесной дороге независимо от грузовой, что требует

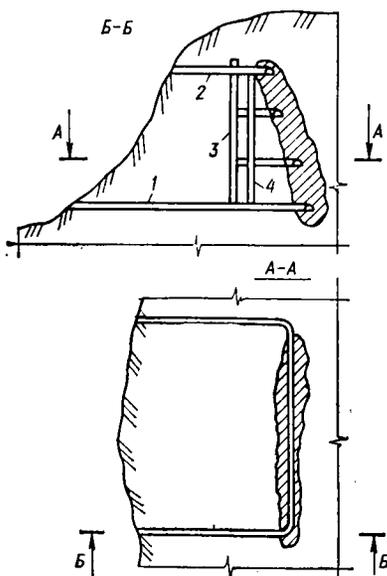


Рис. 2.12. Вскрытие месторождений штольней:

1 — главная штольня, 2 — вентиляционная штольня, 3 — слепой вспомогательный ствол, 4 — рудоспуск.

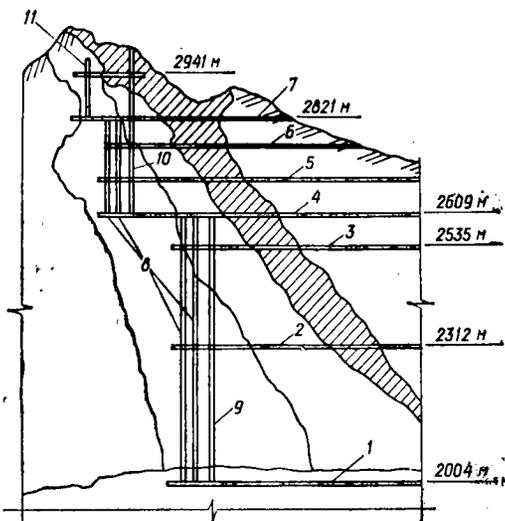


Рис. 2.13. Вскрытие вольфрамомолибденового месторождения:

штольни: 1 — «Главная», 2 — «Змейка», 3 — «Северная», 4 — «Капитальная», 5 — № 15, 6 — «Ходовая», 7 — № 18; 8 — рудоспуски; слепые стволы шахт: 9 — «Капитальный», 10 — «Слепой», 11 — «Пик».

создания специальной приемной станции. Наконец возле устья штольни приходится сооружать механическую мастерскую и подстанцию.

При вскрытии месторождения штольней нередко проходят вспомогательные слепые стволы для сообщения с верхними горизонтами и рудоспуски для перепуска руды со всех вышележащих этажей на горизонт главной штольни (рис. 2.12).

Достоинства вскрытия штольнями заключаются в отсутствии затрат на подъем руды и водоотлив, а также в простоте поверхностных сооружений (нет копров, надшахтных зданий и т. д.).

Характерным примером является вскрытие месторождения, разрабатываемого вольфрамомолибденовым рудником (Северо-Осетинская АССР).

Крутое вольфрамомолибденовое месторождение расположено в горах на высоте 2000—3000 м. Рудное тело сложено крепкими скарнами, висячий бок — роговики, лежащий бок — мрамор. В плане месторождение имеет формы подковы. Мощность его изменяется от 5 до 100 м.

Месторождение вскрыто тремя главными штольнями: «Капитальная», «Змейка» и «Главная». На уровень штольни «Капитальная» руду из вышележащих горизонтов спускают по двум рудоспускам высотой 200 м (рис. 2.13), а на уровень «Главной» штольни по двум рудоспускам высотой по 600 м. Для доставки на верхние горизонты людей и материалов из штолен вверх пройдены слепые стволы шахт. Эти стволы используют также для вентиляции.

2.8. КОМБИНИРОВАННЫЕ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ

При комбинированных схемах вскрытия месторождение первоначально вскрывают стволами шахт, пройденными с поверхности, а затем на глубине слепыми стволами.

К комбинированным схемам прибегают в таких случаях:

1. Глубина месторождения настолько велика, что его нельзя вскрыть выработкой, пройденной с поверхности. Максимальная глубина стволов, пройденных с поверхности, обычно не превышает 1200—1500 м и в редких случаях (при многоканатном подъеме) достигает 2200 м. При глубине более 1500—2000 м собственная масса подъемных канатов настолько велика, что эксплуатация подъема становится невыгодной.

2. Ниже уровня штольни остается часть месторождения, которую можно вскрыть только слепыми стволами шахт.

3. Производительность подъема с глубиной снижается. Чтобы сохранить производственную мощность предприятия, приходится переходить на комбинированные схемы.

4. Условия залегания рудного тела иногда меняются. На глубине, например, может резко уменьшиться угол падения. В этом случае возрастает длина квершлаггов и может оказаться целесообразным переход на вскрытие нижних горизонтов слепым стволом. В Советском Союзе горные работы ведутся на глубине, не превышающей 1000 м, поэтому комбинированные схемы применяют по причинам, не связанным с большой глубиной горных работ.

Наиболее широко распространено вскрытие с поверхности вертикальным стволом с переходом на глубине на вертикальные слепые стволы. Глубина каждой ступени составляет от 750 до 2000 м (рис. 2.14). Применяют эту схему на золотых рудниках Индии, Бразилии, ЮАР.

Золотые рудники Колар (Индия). Разрабатывают золотоносные кварцевые жилы, имеющие у поверхности земли угол падения около 45° , а на глубине — близкий к вертикальному. Мощность жил составляет от 0,9 до 1,7 м. Содержание золота — 10,4 г/т. В год получают около 5,8 т золота. Руда и вмещающие породы очень твердые и хрупкие.

Месторождение разрабатывается четырьмя рудниками (табл. 7).

Вскрытие осуществлено вертикальными стволами с поверхности и слепыми вертикальными стволами.

На каждом руднике есть 4—5 вентиляционных стволов. Сечение слепых стволов на большой глубине эллиптическое. Крепь — бетон, армированный тросами. Считается, что стволы эллиптического сечения лучше противостоят горному давлению. Подъем руды производят в клетях, чтобы иметь возможность спускать гранитные блоки для закладки выработанного пространства.

Количество горных ударов в год составляет 400—500. Температура горных пород колеблется в пределах $53-65^\circ$. Температура воздуха без кондиционирования достигает $47-50^\circ$. На всех рудниках на поверхности установлены кондиционеры, с помощью которых воздух, поступающий в шахты, охлаждается до температуры $+4,5^\circ\text{C}$. Кроме того, установлены подземные кондиционеры воздуха.

Золотые рудники ЮАР. Золоторудные месторождения распространены на площади 34 800 км² (длиной около 290 и шириной 120 км). Угол падения залежей колеблется в пределах $5-30^\circ$. Мощность от нескольких сантиметров до 3 м. Количество жил значительно, но промышленное значение имеет лишь около 20 жил. Содержание

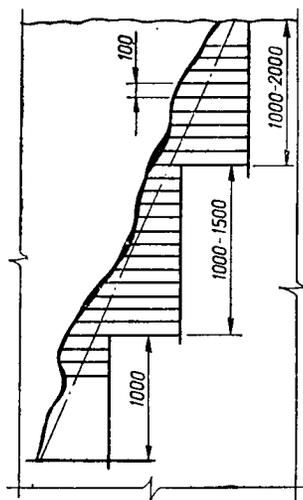


Рис. 2.14. Комбинированная схема вскрытия вертикальным стволом с поверхности с переходом на вертикальные слепые стволы.

Таблица 7. Характеристика рудников района Колар (Индия)

Наименование рудников	Годовая производительность, тыс. т	Длина шахтного поля, м	Глубина стволов, м		
			1-я ступень	2-я ступень	3-я ступень
Чемпион Риф	140	1000	2083	2900	3072
Мейесор	170	1600	1125	2380	2480
Урегум	105	1000	1420	2660	2700
Нандиндруг	165	3600	1280	2150	2265

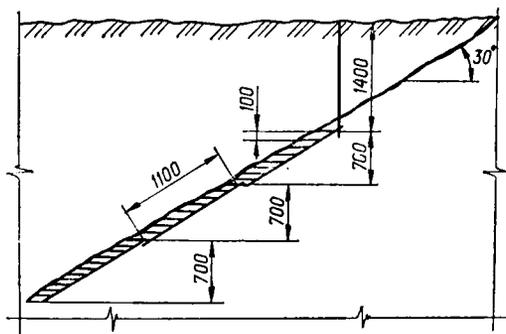


Рис. 2.15. Комбинированная схема вскрытия вертикальным стволом с поверхности с переходом на наклонные слепые стволы.

работка месторождений ведется на глубине от 1,5 до 2,7 км, но на некоторых превышает 3 км. На руднике «Вестерн Дип Левелз» горные работы достигли глубины 3,8 км.

Первоначально месторождения вскрывали наклонными стволами до глубины 900—1000 м. Затем наклонные стволы заменили вертикальными, а нижние горизонты вскрывали слепыми наклонными или вертикальными стволами (рис. 2.15). В настоящее время вскрытие производят исключительно вертикальными стволами. Центрально-сдвоенные стволы приходят с поверхности на глубину около 2 км, а затем переходят на слепые вертикальные стволы. Стволы круглого сечения с диаметром около 8 м.

Температура пород на глубине 3,5 км составляет 56°. Поскольку допускается температура воздуха не более 28°, применяют кондиционирование воздуха и охлаждение технологической воды. На самом глубоком руднике «Вестерн Дип Левелз» капитальные затраты на создание системы охлаждения воздуха и воды составили 30 млн. долларов.

Вертикальная высота этажа равна 67—72 м. На каждом откаточном горизонте проходят квершлаг сечением 3 × 3,5 м и два полевых штрека сечением 2,7 × 2,7 м. Один из этих штреков служит для подачи свежего воздуха, а второй — для отвода загрязненного. Вентиляционные стволы располагают рядом с главными. Вентиляционные стволы могут быть пройдены с поверхности на большую глубину, чем главные. Так, на руднике «Буффельсфонтейн» пройден вентиляционный ствол глубиной 2900 м.

2.9. ОСОБЕННОСТИ ВСКРЫТИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И ПОЛОГИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

При разработке горизонтальных залежей встречаются два основных случая. Первый, когда месторождение имеет сравнительно небольшие размеры в плане. В таких условиях стволы целесообразно расположить за пределами зоны сдвижения пород, причем главный ствол примерно против центра тяжести залежи, а вентиляционные стволы на флангах (см. рис. 1.2). В принципе решение получается таким же, как и при разработке крутых месторождений. Если производитель-

золота — 4—31 г/т. Кроме того, многие жилы содержат от 0,1 до 0,6 кг/т оксида урана. Разрушающее напряжение на сжатие для руды — 210—350 МПа.

Действует более 30 рудников, добывающих ежегодно 70 млн. т горной массы, из которой получают около 700 т золота и 3500 т оксида урана. Производственная мощность рудников 1—3 млн. т руды в год. На большинстве рудников раз-

ность рудника небольшая, то можно ограничиться двумя стволами: главный ствол пройти на одном фланге месторождения, а вентиляционный — на другом.

Второй случай возникает, если размеры месторождения в плане очень велики. Такое месторождение делят на шахтные поля примерно прямоугольной формы, причем в разработку одновременно вовлекают только часть полей. Чтобы не оставлять охранных целиков, главный и вентиляционный стволы располагают в соседних шахтных полях, разрабатываемых во вторую очередь (см. рис. 1.3).

Вентиляционный ствол может быть пройден в 20—30 м от главного ствола. Тогда для разработки шахтного поля достаточно одного вентиляционного ствола (см. рис. 1.2). Во всех этих случаях возможно применение как вертикальных, так и наклонных стволов.

2.10. ПЕРВОНАЧАЛЬНАЯ ГЛУБИНА И ШАГ УГЛУБКИ СТВОЛОВ

Разработку месторождения начинают, если его разведка доказывает, что запасы достаточны для эксплуатации рудника в течение 15—20 лет на небольшом предприятии и 30—40 лет на крупном руднике. В процессе разработки месторождения разведка продолжается. Прослеживается распространение залежей далее в глубину, обнаруживаются новые рудные тела. Нередко месторождения разрабатываются десятки лет.

Пройти стволы шахт сразу на всю глубину распространения месторождения нельзя, поскольку предельная глубина, как правило, неизвестна, во-вторых, поддержание стволов требует определенных затрат и экономически выгоднее углублять стволы по мере надобности, чем длительный срок поддерживать заранее пройденные стволы.

Определить оптимальную первоначальную глубину ствола и дальнейший шаг углубки можно путем технико-экономического сопоставления ряда вариантов. Рассмотрим этапы проходки стволов на примере отечественных и зарубежных рудников.

Остановимся на практике Криворожского бассейна. В первой четверти нашего века подземную добычу руды начали с помощью небольших шахтных стволов глубиной до 100 м. К 30-м годам разведка установила, что запасы руды распространяются на глубину не менее 500 м. В этот период были пройдены стволы шахт, рассчитанные на эксплуатацию месторождения до глубины 500 м (первая реконструкция рудников бассейна).

Стволы шахт первоначально проходили на глубину 100—150 м, а потом углубляли каждый раз на высоту одного этажа, т. е. 60—80 метров. В редких случаях углубку производили сразу на два этажа. К середине 50-х годов отработка месторождения приблизилась к проектной глубине. Однако разведка показала, что запасы железных руд далеко еще не исчерпаны и простираются до глубины не менее 1200—1500 м.

В конце 50-х — начале 60-х годов были пройдены новые стволы проектной глубиной 1200—1500 м, которые и эксплуатируются в настоящее время (вторая реконструкция рудников). Первоначально глубина этих

стволов составляла 500—800 м. Шаг углубки стволов равен одному-двум этажам, высота этажа — 70—80 м.

Можно сделать вывод, что практика отечественных рудников сводится к проходке стволов первоначально на глубину, обеспечивающую работу 2—3 этажей. В дальнейшем углубку стволов ведут на 1—2 этажа. Соответственно этому комплекс выработок околоствольного двора, включая и дробильные установки, располагают через 1—2 этажа.

Расчеты В. Д. Титова показали, что по технологическим и экономическим соображениям первоначальная глубина стволов должна составлять не менее 4—5 этажей высотой 75—80 м, а шаг углубки — 300—400 м.

На многих зарубежных рудниках первоначальная проходка ствола произведена на глубину 4—7 этажей и более. В таких случаях руду из нескольких этажей по рудоспускам перепускают по основной, концентрационный горизонт, где расположены выработки околоствольного двора и дробильная установка.

Известны многочисленные примеры, когда руду перепускают вниз на 300—400 м и даже 600—900 м, как на рудниках Фруд-Стоби (Канада), Тырнауз (СССР).

По данным В. Ф. Абрамова, при перемещении по рудоспускам сильно измельчается даже крепкая руда. По наблюдениям на молибденовом руднике гранулометрический состав руды на горизонте вторичного дробления и на выходе из рудоспусков следующий:

Место наблюдения	Гранулометрический состав, %				
	до 150 мм	150—300 мм	300—600 мм	600—900 мм	900 мм и более
Горизонт вторичного дробления	20,3	13,4	24,0	27,2	15,1
При выходе из рудоспуска высотой, м					
75	42,5	15,1	17,8	14,8	6,8
150	67,8	10,7	15,2	6,3	—
210	82,5	7,5	8,2	1,8	—

2.11. ГРАФИЧЕСКОЕ ИЗОБРАЖЕНИЕ СХЕМ ВСКРЫТИЯ

Схемы вскрытия делают в трех проекциях: разрез по простиранию месторождения, разрез вкрест простирания по главному стволу шахты и план по одному из откаточных горизонтов (см. рис. 2.4). Масштаб следует выбирать таким, чтобы чертеж умещался на лист формата А-1. Обычно принимают масштабы 1 : 10 000 или 1 : 5000, при которых ширина выработок получается небольшой (около 0,5 мм). Этот размер следует несколько увеличить или показать выработки одной линией. На схеме необходимо показать основные размеры (высота этажа, длина квершлаггов, расстояние между ортами и т. д.). Кроме того, следует нанести координатную сетку. Координаты могут быть условными, но необходимо указать расстояние между ними. Абсолютные координаты стволов шахт в проектах обычно не указывают, их сообщают допол-

нительно особым письмом. Схемы вскрытия выполняют строго в соответствии с правилами построения проекций.

Изображение схем вскрытия горизонтальных и пологих месторождений выполняется аналогично, но в некоторых случаях достаточно двух проекций: разрез по простиранию и план (см. рис. 1.2).

Такие чертежи дают общее представление о вскрытии и необходимы для сопоставления вариантов при выборе схемы вскрытия. Для выполнения работ в натуре делают рабочие чертежи: план по откаточному горизонту в масштабе 1 : 1000 или 1 : 2500; сечения выработка с указанием способа крепления, сопряжения выработок, план и разрезы по выработкам околоствольного двора и т. д.

2.12. ВЫБОР СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Схему вскрытия месторождения выбирают, сопоставляя технико-экономические характеристики нескольких вариантов:

1. Чертят все схемы вскрытия, подлежащие экономическому сравнению, и по чертежам определяют длину капитальных горных выработок.

2. Определяют капитальные затраты на проведение горных выработок, строительство поверхностных сооружений и приобретение оборудования. Эти затраты подсчитывают по укрупненным данным.

3. По каждому варианту составляют календарный план строительства, определяют сроки капиталовложений и приводят капитальные затраты к сроку окончания строительства.

4. Определяют эксплуатационные расходы по подъему, водоотливу, транспортированию руды и поддержанию выработок.

5. Определяют сумму приведенных капитальных затрат и эксплуатационных расходов на 1 т руды.

6. Вариант, при котором сумма приведенных капитальных затрат и эксплуатационных расходов будет минимальной, принимают как основной (варианты, отличающиеся на 10—15 %, считают равноценными).

Обычно приходится просчитывать не более 3—4 вариантов вскрытия, чтобы выбрать оптимальный для заданных условий.

Иногда приходится учитывать так называемые затраты будущих лет, т. е. затраты, вкладываемые в развитие предприятия уже после достижения проектной мощности. К ним относятся затраты на углубку стволов шахт для вскрытия нижележащих горизонтов, проходку квершлагов и околоствольных дворов на этих горизонтах и т. д.

Для решения некоторых задач по вскрытию месторождений приходится производить экономическое сопоставление десятков и сотен вариантов. Такая необходимость обычно возникает, если решается не конкретная задача для некоторого рудника, а определяются общие закономерности для горно-рудного района. Например, требуется определить условия применения вскрытия наклонными стволами в зависимости от глубины работ, производственной мощности рудника, угла падения залежи, запасов руды в этаже, режима работы подъемных установок и высоты этажа. Для решения подобных задач составляется математическая модель, по которой с помощью ЭВМ просчитывается

необходимое количество вариантов. Решение дается в виде таблиц или графиков.

Математическая модель для сравнения вариантов вскрытия имеет следующий вид:

$$\Sigma C = \Sigma (C_{гк.р}^n + C_{эм.о}^n) K + \Sigma C_{гк.р}^б + \Sigma C_{эм.о}^б + \Sigma C_{экс},$$

где ΣC — сумма затрат по варианту вскрытия, руб.; $\Sigma C_{гк.р}^n$, $\Sigma C_{гк.р}^б$ — затраты на горно-капитальные работы первоочередные и будущих лет, руб.; $\Sigma C_{эм.о}^n$, $\Sigma C_{эм.о}^б$ — затраты на электромеханическое оборудование первоочередные и будущих лет, руб.; $\Sigma C_{экс}$ — эксплуатационные расходы, руб.; K — коэффициент приведения затрат к периоду окончания строительства.

Каждый из членов уравнения, в свою очередь, выражается определенной формулой. В развернутом виде математическая модель может содержать 30—50 членов уравнения.

В качестве примера рассмотрим результаты решения задачи по определению условий применения вскрытия наклонными стволами с конвейерным подъемом в Кривбассе в зависимости от глубины работ и производственной мощности предприятия, выполненных в НИГРИ (Кривой Рог).

Эти расчеты позволяют сделать следующие выводы:

1. При производственной мощности шахты 9 млн. т/г. вскрытие наклонными стволами целесообразно до глубины 1000 м, а при производственной мощности шахты 16 млн.т/г. до глубины 1500 м.

2. Вскрытие ступенчатыми вертикальными стволами (комбинированная схема) целесообразно при глубине работ более 1700 м.

Решение задач с помощью математического моделирования обычно практикуют при исследовательских работах.

2.13. СТОИМОСТНЫЕ ВЕЛИЧИНЫ В ГОРНЫХ РАСЧЕТАХ

При определении экономически наиболее целесообразных параметров рудника (производственная мощность, размеры шахтного поля, высота этажа и т. д.) необходимо знать ряд стоимостных величин.

Затраты на проведение и поддержание выработок, на транспорт, подъем, водоотлив, возведение зданий и сооружений определяют как произведение единичной стоимости на соответствующий объем работ. Такими единичными стоимостями являются стоимость 1 т или 1 м³ выработки, стоимость километра перевозок 1 т, стоимость подъема 1 т руды на 1 м, стоимость 1 м³ зданий, 1 т конструкций.

Стоимостные величины для экономических расчетов принимают по фактическим данным предприятий, сметным расчетам или из литературных источников. Иногда при укрупненных расчетах пользуются эмпирическими формулами. Сметные расчеты делают при составлении технических проектов. При сопоставлении вариантов по укрупненным показателям пользуются фактическими данными, проектными материалами и эмпирическими формулами.

Основной показатель сравнительной эффективности вариантов — приведенные затраты, как сумма годовых затрат по себестоимости и капитальных затрат, приведенных к годовой размерности с помощью

нормативного коэффициента эффективности:

$$З = C + E_n K,$$

где C — себестоимость, руб./т; K — удельные капитальные вложения, руб./т; E_n — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений.

Подсчеты могут производиться как на годовой объем продукции, так и на 1 т добычи.

В горно-рудной промышленности принято, что капитальные затраты должны погашаться в течение 7 лет, отсюда нормативный коэффициент эффективности равен $1 : 7 = 0,14$.

Если при сравнении нескольких вариантов окажется, что сроки вложения капитальных затрат различны, их приводят к сроку окончания строительства по принципу начисления сложных процентов:

$$K_{\text{прив}} = K_1(1 + E_n)^{t-1} + K_2(1 + E_n)^{t-2} + \dots + K_n(1 + E_n)^{t-n},$$

где K_1, K_2, \dots, K_n — капитальные вложения в первый, второй и последующие годы строительства; t — продолжительность строительства в годах.

Приведение затрат к единому сроку вложения позволяет учесть то обстоятельство, что производство затрат в поздние сроки является более выгодным.

2.14. СОСТАВЛЕНИЕ ГРАФИКОВ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

После того как схема вскрытия месторождения выбрана, необходимо составить график выполнения строительных, горных и монтажных работ. Такой график необходим, чтобы установить очередность выполнения работ и критический путь, т. е. ту цепочку работ, которая обладает наибольшей суммарной продолжительностью и, следовательно, определяет продолжительность всего цикла работ по вскрытию месторождения. Знание критического пути весьма важно, так как позволяет сосредоточить внимание на наиболее важных участках строительства, наладить первоочередное снабжение их материальными средствами и, таким образом, обеспечить выполнение плана строительства в установленный срок. График выполнения работ должен удовлетворять следующим требованиям:

1) работы должны быть выполнены в предложенный срок или, если же такой срок не установлен, то в оптимальный срок;

2) должен быть установлен критический путь выполнения работ;

3) распределение объемов работ во времени должно быть равномерным, чтобы штат рабочих и номенклатура основных механизмов были примерно постоянными;

4) себестоимость работ должна быть минимальной;

5) каждая работа должна выполняться в возможно более поздний срок, чтобы избежать излишнего замораживания средств.

Общий порядок построения графиков сводится к следующему.

Предварительно составляется перечень всех работ и устанавливается продолжительность каждой из них. Затем намечается общая последовательность выполнения основных работ, наиболее рациональная

Таблица 8. Наименование работ по вскрытию месторождения

Номер п/п	Наименование работ	Шифр работ	Продолжительность, мес.
1	Проходка главного ствола № 1	0—2	24
2	Проходка вспомогательного ствола № 2	0—3	12
3	Проходка вспомогательного ствола № 3	0—1	12
4	Проходка квершлага и околоствольного двора ствола № 1	2—5	6
5	Проходка квершлага и околоствольного двора ствола № 2	1—6	6
6	Проходка квершлага и околоствольного двора ствола № 3	3—4	6
7	Проходка скиповой и клетевой ветки (сколоствольного двора)	5—7	6
8	Проходка водосборника	7—9	4
9	Проходка насосной подстанции	7—10	4
10	Проходка камер бункера и дозатора	7—11	6
11	Проходка камер дробильного комплекса	9—15	6
12	Проходка депо	10—15	1
13	Проходка диспетчерской	11—15	1
14	Проходка штрека восточного от ствола № 2	6—12	10
15	Проходка штрека западного от ствола № 3	4—8	10
16	Проходка ортов из восточного штрека	12—14	5
17	Проходка восстающих из восточного штрека	14—15	5
18	Проходка ортов из западного штрека	8—13	5
19	Проходка восстающих из восточного штрека	13—15	5

по техническим соображениям. Например, для вскрытия месторождения намечено пройти основной ствол против центральной части месторождения и два вспомогательных ствола на флангах. Принимаем, что проходка всех трех стволов будет одновременной. После этого проходят околоствольные выработки у главного ствола и одновременно от вспомогательных стволов проходят квершлагги, штреки, орты и восстающие. Таким образом, весь процесс вскрытия и подготовки делится на основные три цепочки работ, развивающихся одновременно. Конечно, может быть принята и какая-либо другая последовательность ведения работ и другое количество параллельных цепочек работ. Задача технолога — наметить самую рациональную схему развития работ.

После этого составляется сетевой или линейный график выполнения всех намеченных работ. В качестве примера в табл. 8 приведен в укрупненном виде перечень работ по вскрытию месторождения.

По этому перечню работ составляем сетевой график и линейный график (календарный план), приведенный ниже в виде таблицы. Цифры в таблице являются условными и ими нельзя пользоваться в расчетах. На линейном графике продолжительность каждого наименования работ показана линией (табл. 9).

На сетевом графике (рис. 2.16) работы также показаны линиями, причем над каждой линией проставлен порядковый номер работы, а под линией ее продолжительность. События, т. е. факты окончания работы, обведены кружочками. Шифром работы являются номера со-

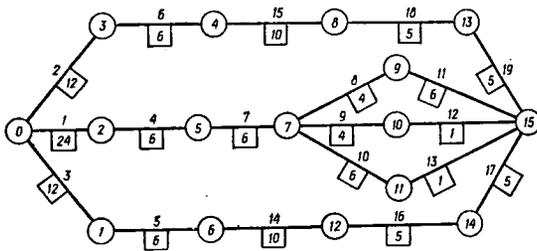


Рис. 2.16. Сетевой график вскрытия и подготовки месторождения.

быйтий, между которыми заключена работа. По каждой из цепочек работ вычислена общая продолжительность.

Количество цепочек в нашем случае оказалось равным пяти. Суммарная продолжительность выполнения работ по различным цепочкам работ колеблется от 38 до 46 месяцев (цепочка, по которой продолжительность работ равна 46 месяцам — критическая и не имеет резерва времени).

Считается, что при большом количестве наименований работ удобнее пользоваться сетевым графиком, а при небольшом объеме — лучше линейный график.

2.15. ОКОЛОСТВОЛЬНЫЕ ДВОРЫ

Околоствольным двором называется совокупность горных выработок, соединяющих шахтный ствол с откаточными выработками, и камер различного назначения, расположенных вблизи ствола.

Руда, доставленная к стволу, в околоствольном дворе перегружается в средства транспорта, движущиеся по стволу.

Околоствольные дворы различают по характеру движения вагонеток. В кольцевых дворах вагонетки, поданные к стволу, по петлевой выработке возвращаются к квершлагу, двигаясь вперед все время одной и той же лобовой стенкой. В тупиковых — вагонетки в тупиковой выработке меняют направление движения — движутся вперед сначала одной лобовой стенкой, затем другой (рис. 2.17).

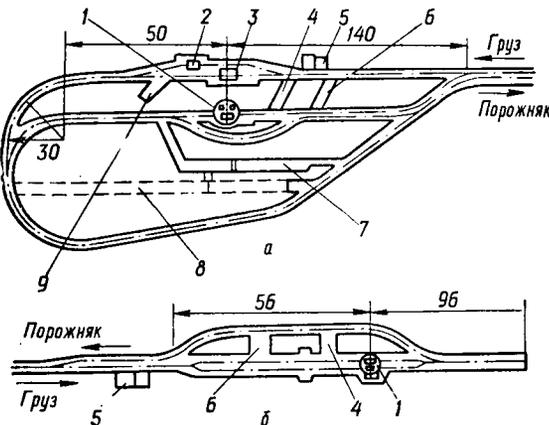


Рис. 2.17. Кольцевой скипо-клетевой *a* и тупиковый клетевой *б* околоствольные дворы:

1 — ствол шахты, 2 — опрокид на одну десятитонную вагонетку, 3 — опрокид на две десятитонные вагонетки, 4 — камера ожидания, 5 — диспетчерская, 6 — медпункт, 7 — насосная и подстанция, 8 — водосборник, 9 — камера обеспыливающей установки.

Таблица 10. Характеристика околоствольных дворов

Наименование шахты	Производственная мощность, млн. т/г.	Горизонт, м	Объем выработки околоствольного двора, м³	Наименование шахты	Производственная мощность, млн. т/г.	Горизонт, м	Объем выработки околоствольного двора, м³
Новая (рудник им. Ильича)	1,0	204	2960	Гигант-Глубокая	7,4	380	16 840
им. В. И. Ленина	3,5	750	12 990	Гвардейская	5,5	552	19 200

Околоствольные дворы еще классифицируются по виду подъема: клетевые, скиповые, скипо-клетевые.

Околоствольные дворы наклонных стволов не рассматриваем, поскольку в настоящее время их применяют редко.

В околоствольном дворе размещают следующие камеры: насосную, подстанцию, ожидания, диспетчерскую, медицинского пункта, гаража для электровозов, противопожарного оборудования.

Кроме того, в скиповых ветвях дворов располагают опрокиды для вагонеток, и ниже их бункера, камеры для дробилки и загрузочных устройств.

Бункера и загрузочные устройства скипов размещают на участке по вертикали 40—50 м, что требует углубления свода ниже основного транспортного горизонта на такую же величину.

Объем выработок околоствольных дворов можно характеризовать цифрами по некоторым шахтам Кривбасса, приведенным в табл. 10.

По стволу шахты приходится спускать длиномерные материалы: рельсы, трубы, балки. Их спускают в клеть или подвесив под клетью. Длина этих материалов может составлять 6—8 м. Чтобы направить их из ствола в горизонтальную выработку, высота сопряжения ствола с этой выработкой должна быть 4,5—6,5 м. Высоту сопряжения можно вычислить в зависимости от длины спускаемых материалов или определить графически (рис. 2.18).

Возле ствола делают обходную выработку, чтобы можно было пройти из одной стороны околоствольного двора на другую. Обходную выработку отделяют от ствола бетонным целиком толщиной 1 м или породным целиком толщиной 3—5 м.

Клеть, опускающаяся на уровень околоствольного двора, располагается на брусках, если это последний горизонт. На промежуточных горизонтах клеть принимают на кулаки или оставляют на весу. Недостатки кулаков заключаются в провисании каната и динамических нагрузках при трогании клетки с места, а также в возможности аварии при случайном выдвигании кулаков на промежуточном горизонте, когда клеть движется на нижележащий горизонт.

Вагонетки, приготовленные для погрузки в клеть, задерживаются стопорами. Вагонетки подаются в клеть по самокатному уклону или с помощью специального толкателя. Грузеная вагонетка выталкивает из клетки порожнюю на противоположную сторону околоствольного двора, где скапливаются порожние вагонетки. Если для спуска и

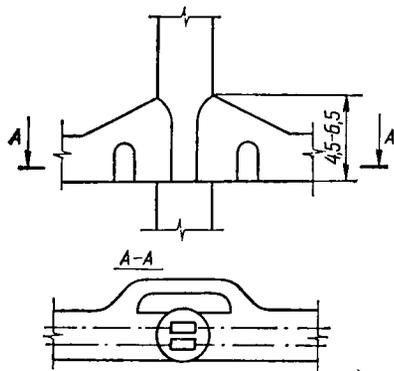


Рис. 2.18. Сопряжение ствола с околовствольным двором.

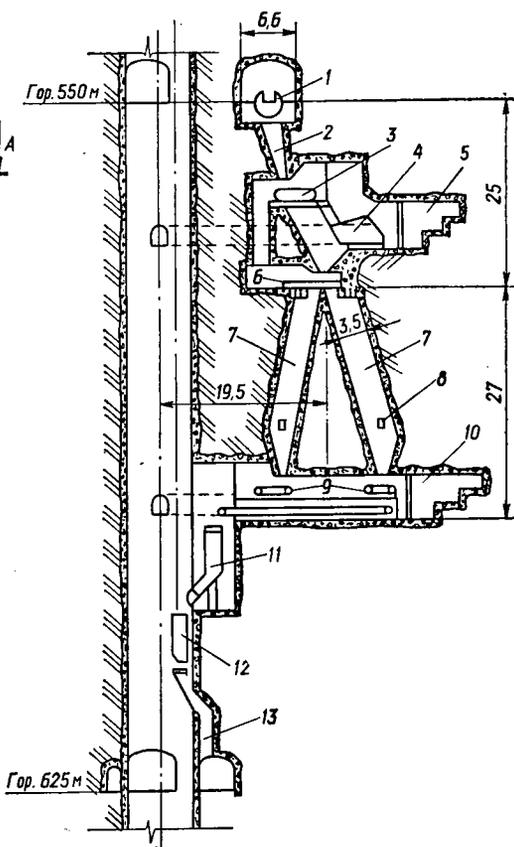


Рис. 2.19. Устройства для загрузки скипов с дробилкой и бункерами:

1 — опрокид, 2 — бункер, 3 — питатель, 4 — дробилка, 5, 10 — камеры фильтров, 6 — передвижная воронка, 7 — основные бункера, 8 — датчики уровня руды, 9 — питатели, 11 — весовой дозатор, 12 — скип, 13 — рудоулавливатель.

подъема людей применяются двухэтажные клетки, у ствола устраивают площадку для посадки людей во второй этаж клетки.

Обычно по стволу течет некоторое количество воды. Поэтому на уровне кровли околовствольного двора необходимо сделать желоб для улавливания воды.

Загрузочные устройства служат для перегрузки руды, прибывающей к стволу в вагонетках, в скипы. В комплекс загрузочных устройств включаются опрокиды (или другие устройства для опораживания вагонеток), грохоты, дробилки, бункера и дозирующие устройства.

Опрокид располагают на уровне откаточного горизонта, а все остальные устройства ниже него.

Рассмотрим загрузочное устройство с дробилкой и двумя бункерами (рис. 2.19). Дробилка установлена над бункером. Руда из опрокида поступает на грохот, причем мелкая фракция, проваливающаяся через грохот, попадает в бункер, крупная фракция питателем подается в дробилку. Дробленый продукт поступает в тот же бункер. Ниже бункеров расположено дозирующее устройство из двух мерных ящиков, откуда руда по лоткам может поступать в скипы. Для наполнения мерных ящи-

ков в нижней части бункера имеются люки с секторными затворами, управляемыми пневмоцилиндрами. Между мерными ящиками и лотками установлены заслонки, также управляемые пневмоцилиндрами.

При загрузке скипов некоторое количество руды просыпается, поэтому ниже скипов устроен рудоулавливатель. Руда, просыпающаяся в рудоулавливатель, по специальному восстающему поступает на нижележащий горизонт. Руду из рудоулавливателя периодически выпускают и увозят в вагонетках.

Загрузочные устройства подобного типа применяют на крупных рудниках.

При малой производственной мощности шахты применяют загрузочные устройства малой емкости (лотки на несколько тонн руды с затвором в нижней части). Емкость вагонеток должна быть равна или кратна емкости скипов. В этом случае работа подъема связана с работой подземного транспорта.

Объем камеры и вспомогательных сооружений для дробилки с приемным отверстием 900×1200 мм составляет от 800 до 2700 м^3 . Если приемное отверстие дробилки 1200×1500 мм, то эти цифры примерно удваиваются.

Емкость бункера выбирают в зависимости от емкости скипов и равномерности грузопотока.

В Кривбассе на шахте «Новая» рудника им. Р. Люксембург емкость бункеров равна 320 м^3 . На шахте «Гигант-Глубокая» при емкости скипов 50 т объем бункеров — 6300 м^3 . Обычно при емкости скипов 15—25 т объем бункеров составляет $150—350 \text{ м}^3$.

Таким образом, комплекс загрузочных устройств является сложным и дорогим сооружением.

Насосную камеру, подстанцию и водосборник располагают вблизи ствола шахты. В водосборник собирается вода со всего шахтного поля. По правилам технической эксплуатации водосборники должны удовлетворять следующим требованиям:

1. Емкость водосборника на ранее построенных шахтах должна быть равна не менее чем пятичасовому притоку воды, на вновь строящихся шахтах — восьмичасовому притоку.

2. При расположении водосборника ниже насосной камеры глубина всасывания не должна превышать $5,5 \text{ м}$.

3. Водосборник должен очищаться от ила не реже двух раз в год.

4. Для возможности чистки водосборник должен иметь две ветви, каждая из которых должна самостоятельно подключаться к насосу.

Водосборник делают в виде одной или двух горизонтальных выработок сечением $5—10 \text{ м}^2$. Наклонными ходками его соединяют с выработками околоствольного двора.

Во время чистки соответствующую ветвь водосборника отключают и всю воду направляют во вторую ветвь. Чистку производят скреперной лебедкой, вручную или грязевым насосом.

С насосной камерой водосборник соединяется с помощью колодезев, в которые опущены всасы насосов. Насосные камеры можно располагать ниже водосборников на $4—5 \text{ м}$ для возможности самозалива насоса, но такая схема практикуется редко и ее далее не рассматриваем.

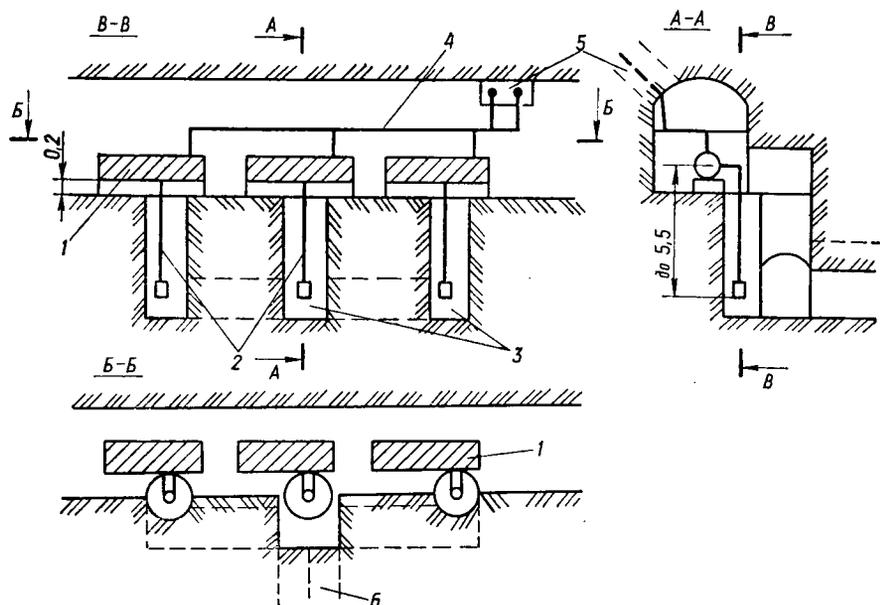


Рис. 2.20. Насосная камера:

1 — насосы, 2 — всасы, 3 — колодцы, 4 — нагнетательный став трубы, 5 — трубный ходок, 6 — выработка к водосборнику.

Насосная камера — горизонтальная выработка сечением 12—15 м² и длиной 9—18 м (рис. 2.20). К насосным камерам предъявляют следующие требования:

1. При притоке воды более 50 м³/ч в насосной камере должны располагаться три насоса равной мощности: один в работе, один в резерве и один на ремонте.

2. Каждый насос должен откачивать суточный приток за 20 ч.

3. При притоке до 50 м³/ч можно иметь два насоса.

4. При весеннем притоке более 100 % нормального нужно иметь место для установки четвертого насоса.

5. Пол насосной камеры располагают на 0,5 м выше уровня околоствольного двора.

6. Фундаменты насосов подняты над уровнем пола на 200—250 мм.

7. Расстояние между фундаментами, а также фундаментами и стенками не менее 1 м.

8. Насосная камера соединяется с околоствольным двором двумя ходками, в которых устанавливаются герметические двери.

9. Со стволом шахты насосная камера сообщается ходком площадью сечения 2,25 м², который сопрягается со стволом на высоте не менее 7 м от пола околоствольного двора.

10. При притоке более 50 м³/ч каждый насос имеет отдельный колодец для всаса, все они соединяются горизонтальной выработкой, к которой с помощью задвижек можно подключить любую из ветвей водосборника.

11. Насосная станция должна иметь два нагнетательных става труб: рабочий и резервный.

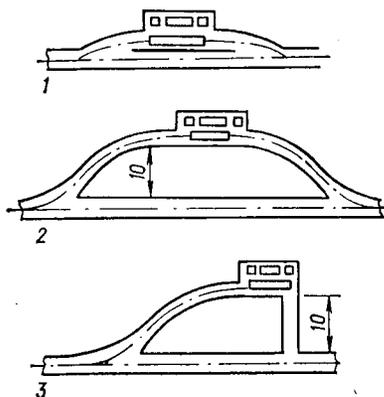


Рис. 2.21. Камеры для гаражей:
1 — на расширении выработки, 2 — в специальной выработке, 3 — в туликовой выработке.

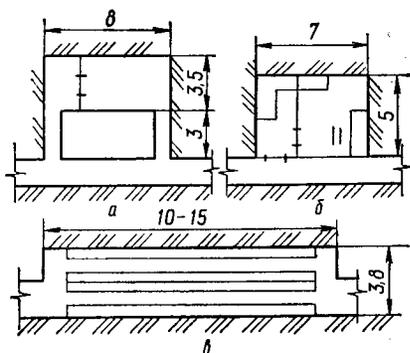


Рис. 2.22. Схемы камер:
а — медпункта, б — диспетчера, в — ожидания.

Перечисленные выше требования обеспечивают необходимый резерв водоотливных средств в случае неожиданных и весенних увеличений притоков воды, кроме того, позволяют вести водоотлив в течение некоторого времени после затопления горизонтальных выработок. Если закрыть герметически двери в людских ходах, то водоотлив можно вести пока не затопит все горизонтальные выработки и вода в стволе не поднимется до уровня трубного ходка. Объем водосборников можно характеризовать следующими примерами из практики Кривбасса: шахта «Центральная» рудника им. XX Партсъезда, горизонт 480 м — 650 м³; шахта им. Ленина рудника им. Орджоникидзе, горизонт 750 м — 1450 м³; шахта «Гигант-Глубокая» рудника им. Дзержинского, горизонт 750 м — 2000 м³.

Гараж для электровозов — место для осмотра, чистки, смазки и текущего ремонта электровозов. Существуют три типа гаражей (рис. 2.21).

Объем камер для гаражей составляет 200—400 м³. В гараже оборудуют яму ремонта и осмотра электровозов. Длина гаража обусловлена количеством электровозов, которые одновременно могут находиться в ремонте.

Камера медпункта служит для оказания первой помощи, получившим травму. Если количество рабочих составляет до 80 чел. в смену, то ее делают с одним отделением, при большем количестве рабочих — с двумя отделениями. Здесь находится шкаф с медикаментами, кушетка, носилки, умывальник и другое оборудование. Объем камер 30—85 м³ (рис. 2.22, а).

Диспетчерская камера состоит из двух отделений: одно для диспетчера, который по мнемосхеме следит за движением составов и управляет стрелками; второе — мастерская для ремонта аппаратуры. Для шахт производительностью до 300 тыс. т/г объем камеры — 30 м³, при более высокой производственной мощности — 60 м³ (рис. 2.22, б).

Камера ожидания служит для размещения рабочих, ожидающих подъема или отправки к месту работы. В камере располагают скамьи из расчета 0,4 метра на одного человека. Скамьи располагают в один или в два ряда. Длина камер 15 м, ширина от 1,5 до 3,8 м. Объем камер ожидания 40—150 м³ (рис. 2.22, в).

Строение камер для противопожарных материалов и оборудования аналогично строению гаражей. Разница заключается лишь в размерах этих выработок. При производственной мощности шахты до 300 тыс. т/г. камера для противопожарных материалов должна иметь путь для состава из 10—12 вагонеток, при производственной мощности 300—800 тыс. т/г. — путь на 6—8 вагонеток и отделение для хранения материалов, при производственной мощности более 800 тыс. т/г. — путь на 8—10 вагонеток и отделение для хранения материалов. Вагонетки должны быть заполнены материалами и готовы к отправке. В камере должны быть следующие материалы: кирпич, цемент, глина, стойки, газовые и вентиляционные трубы. Объем противопожарных камер составляет 100—200 м³.

3. ПОДГОТОВКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ К РАЗРАБОТКЕ

3.1. КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ПОДГОТОВКИ И ТРЕБОВАНИЯ К ПОДГОТОВКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Крупные месторождения делят на шахтные поля протяженностью несколько километров. Размеры шахтного поля и запасы руды в нем таковы, что для последующей разработки его необходимо разбить на более мелкие части.

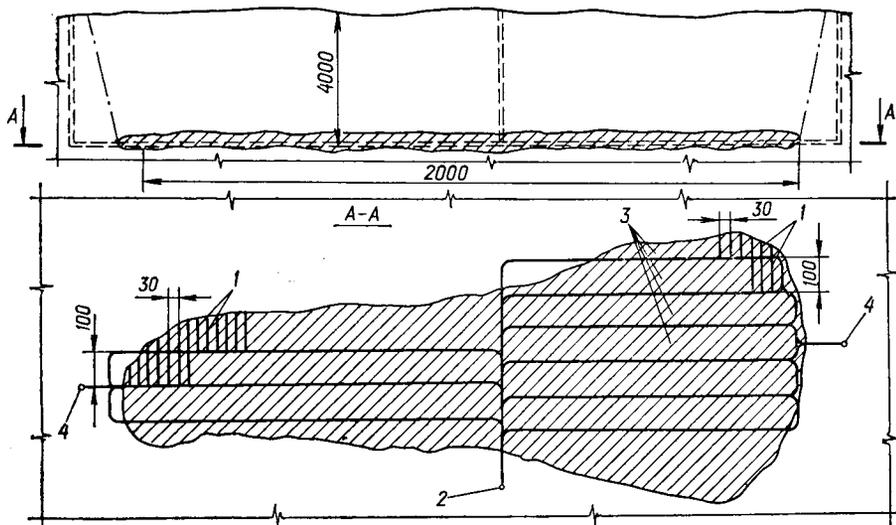


Рис. 3.1. Деление горизонтального пластового месторождения на панели и столбы: 1 — столбы, 2 — главный ствол, 3 — панели, 4 — вентиляционные столбы.

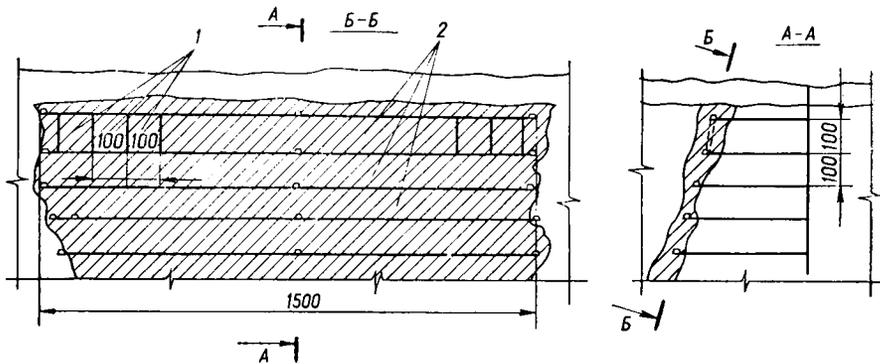


Рис. 3.2. Деление круглого месторождения на этажи и блоки:
1 — блоки, 2 — этажи.

Подготовка заключается в проведении транспортных и вентиляционных выработок, которые делят шахтное поле на части, удобные в последующем для ведения очистных работ. Горизонтальные и пологие месторождения штреками делят на панели (рис. 3.1). Наклонные, крутонаклонные и крутые месторождения делят на этажи (рис. 3.2).

В соответствии с этим все способы подготовки делят на два класса: подготовку панельную и подготовку этажную. Некоторая особенность возникает при подготовке свиты горизонтальных и пологих залежей. Если такая свита по вертикали распространяется на сотни метров, то в этом случае также применяют этажную, а не панельную подготовку.

Класс панельной подготовки включает три способа в зависимости от того, на какие части делится панель:

1. Панельная с камерами, расположенными между главными штреками.
2. Панельная с камерами, расположенными между панельными штреками.
3. Панельно-столбовая.

Класс этажной подготовки делится на два способа в зависимости от характера месторождения:

1. Этажная для крутых и крутонаклонных залежей.
2. Этажная для свиты мощных пологих и наклонных залежей.

При проведении выработок попутная добыча руды обходится значительно дороже, чем при очистных работах. Кроме того, подготовительные выработки в значительной мере приходится проходить по пустым породам. Поэтому основное требование к подготовке месторождений — выбрать такой способ подготовки и систему разработки, чтобы количество подготовительных и нарезных выработок было минимальным.

Обычно для оценки способа подготовки пользуются таким показателем, как количество подготовительных и нарезных выработок в метрах на 1000 т добытой руды. В лучшем случае он составляет 2—3 м, а в худшем поднимается до 10—15 м.

В последние годы это правило имеет некоторые исключения. Дело в том, что при разработке соляных и гипсовых месторождений для

выемки руды начали применять комбайны того же типа, что и для проведения выработок. Выработки проходят по полезному ископаемому. Таким образом, добыча руды при проведении подготовительных и нарезных выработок, а также при очистных работах стоит примерно одинаково. Экономить на проведении выработок по руде в данном случае уже не целесообразно.

Кроме того, подготовка и нарезка месторождения должны быть произведены так, чтобы обеспечивалось хорошее проветривание очистных работ, соблюдались правила безопасного ведения горных работ, затраты на подготовку были минимальными, обеспечивались благоприятные условия для доставки оборудования, материалов и людей.

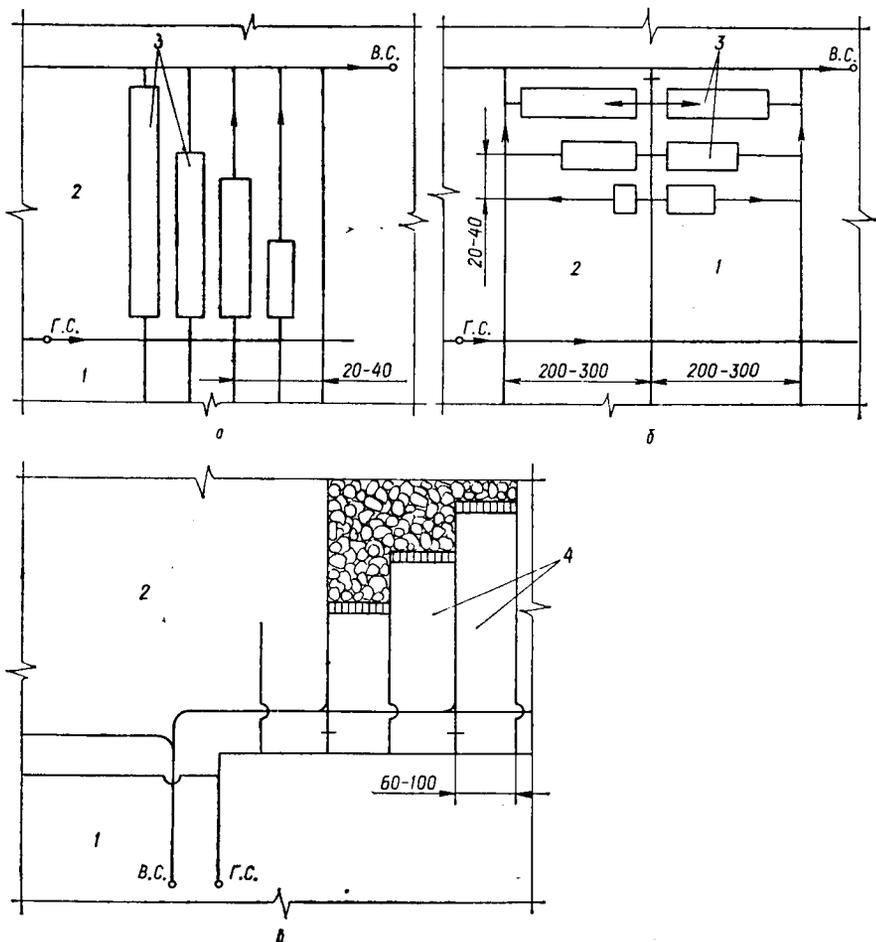


Рис. 3.8. Панельная подготовка месторождений:

а — при выемке камерами, расположенными между главными штреками; *б* — при выемке камерами, расположенными между панельными штреками; *в* — при выемке столбов лавами; Г. с. — главный ствол шахты; В. с. — вентиляционный ствол; 1 — панель 2; 2 — панель 1; 3 — камеры; 4 — столбы.

3.2. ПАНЕЛЬНАЯ ПОДГОТОВКА

При панельной подготовке горизонтальную или пологую залежь делят штреками на панели, которые, в свою очередь, делят либо на камеры и целики, либо на столбы, обрабатываемые системами с обрушением вмещающих пород (рис. 3.3).

Шахтные поля небольших размеров делят на панели главными штреками, которые проходят от главного и вентиляционного стволов шахт. В большинстве случаев размеры шахтного поля бывают значительными и приходится из главных штреков проходить еще панельные штреки, которые и ограничивают панели.

Главные и панельные штреки могут быть как рудными, так и полевыми. К полевой подготовке прибегают при неправильной форме почвы залежи, когда основные транспортные выработки невозможно провести по почве залежи.

Панельно-камерная схема подготовки имеет две разновидности: камеры могут быть расположены между главными или между панельными штреками. Вентиляционные штреки проходят по оси камер.

При панельно-столбовой подготовке из панельных штреков проходят выемочные штреки, делящие панель на столбы.

Размеры панелей определяются, во-первых, конфигурацией и размерами шахтного поля, во-вторых, параметрами принятой системы разработки. Длина камер составляет от 20—300 м до нескольких километров. Длина лав обычно не превышает 150 м, заходок — 20—30 м.

3.3. ЭТАЖНАЯ ПОДГОТОВКА

3.3.1. Деление крутых месторождений на этажи и блоки

При разработке крутых месторождений шахтное поле делят на этажи, а этажи на блоки. Этаж — часть шахтного поля, ограниченная по простиранию размерами шахтного поля, а по падению откаточным и вентиляционным штреками. Блок — часть этажа, ограниченная восстающими или условными границами (рис. 3.2). Блок является выемочной единицей, в пределах которой ведут добычу руды. Высота блока равна высоте этажа. Длина блока, как правило, определяется либо условиями транспортирования руды в пределах блока, либо устойчивостью камеры-полости, которая создается в блоке в процессе выемки руды. При скреперной доставке руды оптимальная длина блока составляет около 50 м.

Если для доставки руды применяют самоходные погрузочно-доставочные машины, длину блоков увеличивают до нескольких сотен метров. Оптимальную длину блока, также как и оптимальные размеры шахтного поля, можно определить путем технико-экономического сопоставления.

Высота этажа — расстояние по вертикали между штреками, ограничивающими этаж. Обычно она колеблется в пределах от 30—40 до 80—100 м, но иногда достигает 200—250 м. На выбор высоты

Таблица 11. Высота этажа при различных системах разработки

Наименование систем разработки	Высота этажа, м	Наименование систем разработки	Высота этажа, м
Камерные	60—250	Слоевого обрушения	30—60
С магазинированием руды	40—60	Подэтажного обрушения	60—120
Горизонтальными слоями с закладкой	30—50	Этажного обрушения	60—100

вливают различные факторы. Прежде всего — горногеологические условия.

Если месторождение имеет выдержанные элементы залегания (форма, размеры и угол падения его более или менее постоянны), то можно принять этаж более значительной высоты. Наоборот, если эти элементы резко меняются, то, для того чтобы уловить все эти изменения и достаточно полно отработать месторождение, нужно высоту этажа уменьшить.

Интенсивность разработки месторождения и время, необходимое для вскрытия и подготовки нового этажа, также влияют на выбор высоты этажа, поскольку за тот промежуток времени, в течение которого обрабатывают один этаж, нужно успеть вскрыть и подготовить новый этаж. Обычно горные работы понижаются на 20—25 м/г. и при этом срок отработки этажа составляет около 3 лет. Вскрытие и подготовка нового этажа в такой срок требуют очень четкой организации работ по углубке ствола шахты, проходке квершлагов и штреков. С этой точки зрения целесообразно увеличение высоты этажа, так как это увеличит срок его отработки и, следовательно, промежуток времени, в продолжении которого должен быть вскрыт и подготовлен новый этаж. При напряженном балансе времени переходят на вскрытие и одновременную подготовку сразу 2—3 и более этажей.

Существенную роль при выборе высоты этажа играет система разработки. При некоторых системах разработки забой, где добывают руду, перемещается в блоке снизу вверх. Люди попадают в забой по лестницам, установленным в восстающих. Перемещаться по лестницам на большую высоту очень утомительно, поэтому в подобных условиях высота этажа сравнительно небольшая (30—50 м). При других системах разработки люди, ведущие добычу руды, находятся только в нижней части блока или на нескольких промежуточных подэтажах, т. е. возможна высота этажа 60—100 м и более. Если же применяют самоходное оборудование и наклонные въезды на все подэтажи, то система разработки не влияет на высоту этажа.

Для различных систем разработки высота этажа характеризуется цифрами, приведенными в табл. 11.

С увеличением высоты этажа растут затраты на подъем руды, водоотлив, доставку материалов в очистные забои, передвижение людей по восстающим, на проходку и ремонт восстающих. Рост этих затрат выражается прямой. Капитальные затраты на проведение квершлагов, околовствольных выработок и окаточных выработок, наоборот,

с ростом высоты этажа снижаются. Изменение этих затрат выражается гиперболической кривой. На рис. 3.4 показаны результаты расчета для Яковлевского рудника (КМА) по данным акад. М. И. Агошкова.

Экономически целесообразна такая высота этажа, при которой сумма этих затрат минимальна. Складывая ординаты прямой 2 и кривой 1 для различных значений высоты этажа, можно построить суммарную кривую 3. Она имеет минимум, соответствующий экономически наиболее целесообразной высоте этажа. Такую задачу можно решить графически или аналитически. Однако практика подобных вычислений показала, что экономически целесообразная высота этажа оказывается иногда значительно больше технически допустимой. Кроме того, суммарная кривая получается пологой с довольно широкой зоной оптимальных значений, лежащих в пределах точности подобного рода расчетов.

В настоящее время сложилась тенденция к увеличению высоты этажа. Это связано с совершенствованием способов отбойки руды: современные способы бурения позволяют отбивать руду при большой высоте этажа. С другой стороны, комплекс выработок на основном откаточном горизонте получается все более сложным и дорогим, поэтому для уменьшения затрат на 1 т руды желательно увеличить высоту этажа.

Широко практикуется создание так называемых *концентрационных* горизонтов. Сущность их заключается в следующем. При вскрытии месторождения принимают обычную, широко распространенную высоту этажа 60 или 80 м, но вскрывают сразу 2—3, а иногда и 4—5 этажей. Всю добытую руду по рудоспускам перепускают на нижний горизонт, который и называют концентрационным. Там проходят весь комплекс выработок, необходимых для транспортирования руды.

Промежуточные горизонты используют для сообщения с очистными работами и вентиляции. Сообщение с промежуточными горизонтами осуществляют с помощью наклонных транспортных съездов или лифтов.

3.3.2. Последовательность отработки этажей и блоков

Этажи, как правило, разрабатывают сверху вниз, т. е. первым отработывают этаж, расположенный ближе к поверхности, затем следующий за ним и т. д. Это определяется прежде всего тем, что разведка месторождений продвигается сверху вниз. Кроме того, верхние

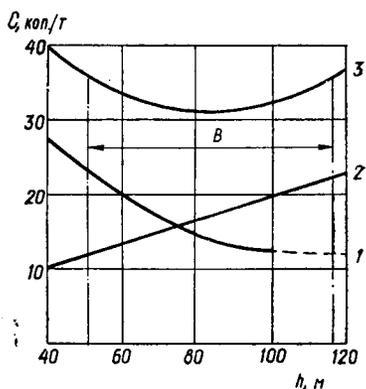


Рис. 3.4. График зависимости затрат на вскрытие месторождения C от высоты этажа h :

1 — затраты на подъем руды, водоотлив и доставку материалов; 2 — капитальные затраты на проведение околоствольных и откаточных выработок; 3 — суммарная кривая; 4 — область оптимальных значений.

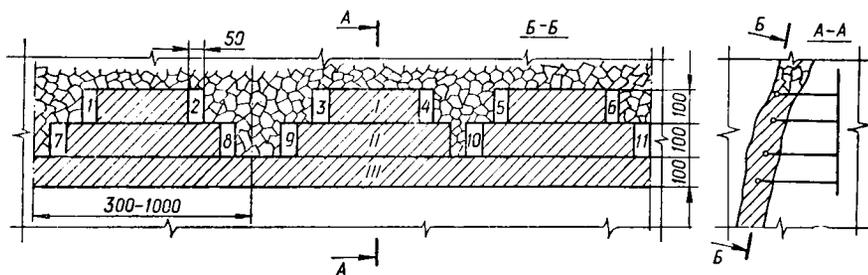


Рис. 3.5. Порядок отработки блоков при ведении очистных работ на двух этажах:
 I—II — блоки в стадии выемки руды; I—III — этажи.

этажи вводятся в эксплуатацию раньше и с меньшими затратами, чем нижние.

Обычно в отработке находится три этажа. В одном из них ведутся основные работы по добыче руды. В вышележащем дорабатывают оставшиеся запасы, а нижележащий этаж вскрывают и подготавливают. Такой порядок является нормальным, но иногда он нарушается ввиду того, что на вышележащих этажах временно оставляют невыработанные участки с более бедными рудами или блоки с тяжелыми условиями разработки и переходят к отработке богатых блоков на нижележащих этажах. Тогда работы по добыче руды могут растянуться по падению на 5—6 этажей и более. Это приводит к деконцентрации работ, затрудняет руководство работами, ставит предприятие в тяжелые условия. Нужно иметь в виду, что руда, оставленная на верхних горизонтах, под влиянием горного давления постепенно разрушается, и добыча ее все больше осложняется. Разбросанность работ приводит к необходимости постоянно поддерживать большое количество выработок. В подобных условиях случается, что на каждый блок, находящийся в отработке, приходится поддерживать 2—3 км выработок, а общая длина действующих на шахте выработок достигает 20—30 км.

Отработку блоков нужно вести так, чтобы не образовывалось «пик». Достичь этого можно, если, начав отработку в центре шахтного поля, подвигать ее к флангам или, начав отработку от флангов шахтного поля, продвигать ее к центру. При этом в каждом этаже в состоянии отработки будет только по 2 блока, но работы можно вести на 2—3 этажах. Однако для обеспечения необходимой производительности рудника это может оказаться недостаточным. Тогда этаж разбивают на несколько участков длиной по 300—1000 м и в каждом из таких участков отработывают по два блока. Когда работы на участке заканчиваются, остаются блоки в виде «пик». Отработка таких блоков проходит в более тяжелых условиях, но, во-первых, их будет немного, во-вторых, в уже выработанной зоне обрушенные породы успевают уплотниться и смогут воспринять нагрузку от массы вышележащей толщи пород (рис. 3.5).

Отработка блоков в этаже в произвольном порядке — нарушение правильного ведения горных работ и ее не следует допускать даже на верхних этажах, когда по условиям горного давления это еще и представляется технически возможным.

3.3.3. Расположение выработок на откаточном горизонте при этажной подготовке месторождений

Можно указать четыре основные схемы расположения выработок на откаточном горизонте (рис. 3.6).

Наиболее простая схема — когда откаточные штреки проходят по рудному телу. Такую схему применяют при разработке жильных месторождений мощностью до 5—6 м. При этом часть стоимости проведения выработок окупается попутно добытой рудой.

Для поддержания выработок на вентиляционном горизонте достаточно под штреком оставить целик сравнительно небольшой толщины (3—5 м). Следуя за рудным телом, штрек получается извилистым. Его пропускная способность невысокая. Однако при разработке таких месторождений грузопотоки малы и поэтому эта схема оказывается приемлема по условиям транспортирования.

При разработке месторождений средней мощности камерной системой на откаточном горизонте применяют погрузочно-доставочные машины. В этом случае транспортный штрек делают полевым и из него проходят квершлагги длиной 10—15 м для погрузочно-доставочных машин, которыми руду доставляют к рудоспуску.

При разработке крутых мощных месторождений на откаточном горизонте проходят полевой штрек в лежащем боку и из него квершлагги к рудному телу, затем переходящие в орты. Эта схема позволяет сохранить на вентиляционном горизонте полевой штрек при любой последовательности отработки блоков в пределах рудного тела. Условия транспортирования благоприятны, поскольку основной откаточный штрек прямолинеен. Составы нагружают в ортах, и они не мешают движению транспорта по штреку.

При разработке весьма мощных месторождений кроме полевого штрека и ортов проходят еще рудный штрек у висячего блока, чтобы создать возможность кольцевого движения транспорта. Это важно при больших грузопотоках.

Полевые выработки располагают на таком расстоянии от контакта, чтобы на вентиляционном горизонте они не попали в зону сдвига.

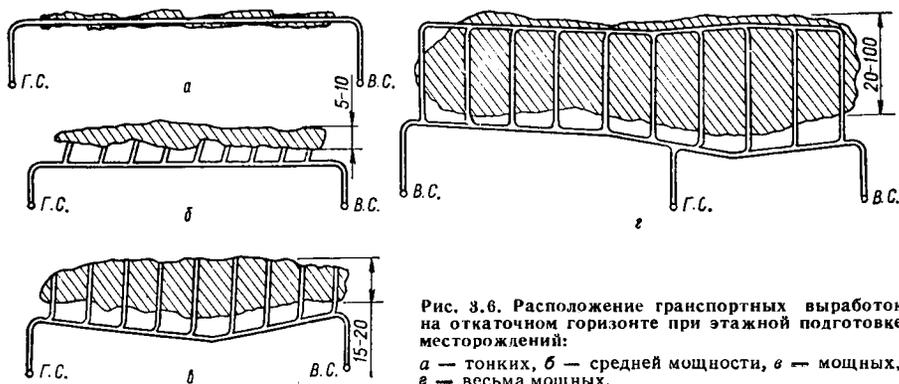


Рис. 3.6. Расположение транспортных выработок на откаточном горизонте при этажной подготовке месторождений:

а — тонких, *б* — средней мощности, *в* — мощных, *г* — весьма мощных.

3.4. КАПИТАЛЬНЫЕ, ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ И НАРЕЗНЫЕ ВЫРАБОТКИ

К капитальным горным выработкам относятся выработки, которые проходят для вскрытия месторождения и те основные выработки, которые находятся в эксплуатации весь срок отработки этажа или месторождения. Проведение этих выработок финансируют по статье капитальных затрат и расходы относят к запасам руды во всем месторождении или его части, подлежащей вскрытию.

Капитальными горными выработками являются: стволы шахт, шурфы, штольни, выработки околоствольных дворов, квершлагги, камеры различного назначения, капитальные рудоспуски, восстающие для лифтов, главные откаточные штреки и засечки ортов из них на длину до 10 м, выработки дренажные, закладочные, вентиляционные, водоотливные, скважины для кабелей, водоотлива, дегазации и т. д.

К подготовительным относят выработки, которые проходят после вскрытия месторождения для подготовки к очистным работам отдельных его участков, а именно: откаточные штреки и орты, не являющиеся основными; блоковые восстающие и рудоспуски; выработки для эксплуатационной разведки.

К нарезным относят выработки, проходимые в пределах блоков и связанные непосредственно с ведением очистных работ. Нарезными выработками являются подэтажные штреки и орты, служащие для доставки руды или бурения скважин, отрезные восстающие, выработки для подсечки блоков, дучки для выпуска руды.

3.5. ОБЕСПЕЧЕННОСТЬ ЗАПАСАМИ РУДЫ РАЗЛИЧНОЙ СТЕПЕНИ ПОДГОТОВЛЕННОСТИ

По степени подготовленности запасы руды делят на вскрытые, подготовленные и готовые к выемке.

Вскрытыми и называют запасы руды выше уровня подсечения их вскрывающими выработками. Запасы относят к вскрытым после проведения всех капитальных выработок.

Подготовленными и называют запасы в блоках, где пройдены все подготовительные выработки.

Готовые к выемке запасы находятся в блоках, где пройдены нарезные выработки и есть возможность начать очистные работы.

Для нормальной работы предприятия необходимо постоянно поддерживать определенный уровень запасов всех категорий. За воссозданием вскрытых запасов следят путем контроля за своевременной проходкой стволов шахт, квершлаггов и капитальных штреков. Это нетрудно, так как этих выработок мало.

Своевременность подготовки и нарезки блоков контролируют сопоставлением фактической обеспеченности рудника подготовленными и готовыми к выемке запасами с нормативной.

Нормы средней обеспеченности запасами определяют по следующим формулам¹.

¹ Борисенко С. Г. Определение нормативной обеспеченности рудника запасами готовой к выемке и подготовленной руды // Произ.-техн. бюл.— № 3.— Днепропетровск: Обл. изд-во, 1957.— С. 3.

Норма готовых к выемке запасов (месяцев)

$$A = 0,5KT_{\text{отр.бл.}}$$

Норма подготовленных запасов

$$B = 0,5KT_{\text{отр.бл.}} + T_{\text{нар.бл.}}$$

где $T_{\text{отр.бл.}}$, $T_{\text{нар.бл.}}$ — средняя продолжительность отработки и нарезки блоков; K — коэффициент резерва, который обычно принимают равным 1,25.

Коэффициент 0,5 возникает потому, что определяется средняя обеспеченность запасами за весь срок отработки блока. В начале отработки запасы блока равны некоторой единице, а в конце — нулю. В среднем же запасы в блоке, а следовательно, и обеспеченность ими равна половине первоначальной величины.

Приведенные выше формулы легко обосновываются логически.

Предположим, блок обрабатывают 10 месяцев. К началу отработки блока предприятие обеспечено запасами руды, готовой к выемке, на 10 месяцев. Постепенно запасы обрабатываются, и через 10 месяцев они будут равны нулю. В этот момент должен быть введен в работу новый блок, и обеспеченность запасами снова будет равна 10 месяцам. Процесс скачкообразный, но в среднем обеспеченность запасами руды будет равна 5 месяцам. Если для обеспечения заданной производительности предприятия необходимо обрабатывать одновременно не один блок, а несколько, то это не изменит приведенных выше рассуждений. Обеспеченность запасами в месяцах будет оставаться той же, но количество готовой к выемке руды будет меняться в зависимости от количества блоков, находящихся в очистной выемке. Норма обеспеченности запасами устанавливается в месяцах и поэтому не зависит от производственной мощности рудника.

К подготовленным относят запасы, готовые к выемке, и запасы в блоках, где окончены подготовительные работы и ведется нарезка. Первый член формулы для определения нормы подготовленных к выемке запасов отражает запасы, готовые к выемке, а второй член — запасы в блоках, где ведутся нарезные работы.

4. ОСНОВНЫЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ОПЕРАЦИИ ПРИ ОЧИСТНЫХ РАБОТАХ

Основные производственные операции сводятся к отбойке руды, доставке и погрузке ее, управлению горным давлением. Эти процессы осуществляют при любых системах разработки, хотя в зависимости от свойств руды, применяемого оборудования и конструкции системы их характер будет различным.

4.1. ОТБОЙКА РУДЫ

4.1.1. Общие положения

Отбойка руды — отделение ее от массива и дробление до кусков возможного для транспортирования размера.

Наиболее распространенной является отбойка руды с помощью в р ы в н ы х р а б о т. Заряды располагают в скважинах, шпурах

или в горных выработках (минные или сосредоточенные заряды). В подавляющем большинстве руда обладает довольно высокой крепостью, поэтому разрушение ее другими способами, кроме взрывных работ, неосуществимо или экономически нецелесообразно.

Отбойку механическими средствами (с помощью тех или иных машин) применяют редко, когда руда обладает малой крепостью. Характерными примерами является разработка марганцевых руд и соли. Уже длительное время работают комбайны для отбойки и погрузки марганцевой руды. В последние годы начата разработка комбайнами соляных месторождений в Артемовске (УССР), Солегорске (БССР) и на Урале. Создаются машины для проведения выработок в крепких породах без взрывных работ. Пока они распространены мало, но возможно, что в будущем такие машины будут созданы и для ведения очистных работ.

Применялась гидравлическая отбойка с помощью струи воды, выбрасываемой из монитора с большой скоростью, но положительных результатов при подземной разработке руд получить не удалось. При разработке руд малой крепости этот способ приводит к ослаблению окружающего массива и затрудняет поддержание выработок. Разрушение крепких руд требует высокого напора, что трудно осуществимо. Удачные эксперименты осуществлены с импульсными водометами. Давление импульсной струи достигает 2 026 000 кПа.

Отбойка или разрушение отдельных кусков руды с помощью таких способов, как токи высокой частоты, ультразвук, лазер, промышленного применения пока не имеют, но исследования в этой области проводятся.

В промышленных условиях в экспериментальном порядке ранее проводились исследования по разрушению горных пород ядерными взрывами.

Краткий обзор различных способов отбойки руды показал, что практическое значение в настоящее время имеет отбойка с помощью взрывных работ. Поэтому ниже рассматривается только этот способ.

При оценке различных способов отбойки руды учитывают показатели целого ряда процессов. Дело в том, что можно отбить руду с высокой производительностью труда и низкой себестоимостью, но отбитая руда окажется в крупных кусках, что затруднит ее выпуск и погрузку и потребует большого расхода взрывчатых веществ (ВВ) на вторичное дробление. Поэтому нужно *суммарно оценивать* затраты на отбойку, выпуск, доставку и погрузку руды.

Важным показателем является расход ВВ на первичное и вторичное дробление. Расход ВВ на вторичное дробление является средством для косвенной оценки выхода негабаритных кусков после отбойки руды.

Широко распространенный показатель — производительность труда бурильщика, выраженная в метрах скважин или шпуров, пробуренных за смену. Иногда этот показатель выражается в кубических метрах руды, отбитой в смену. Таким образом, всеобъемлющим показателем является суммарная себестоимость отбойки, выпуска, доставки и погрузки руды.

Рассмотрим факторы, влияющие на трудоемкость отбойки.

Одним из основных факторов является *крепость руды*. С увеличением крепости понижается скорость бурения и растет расход ВВ. Для размещения увеличенного количества ВВ требуется гуще располагать скважины, т. е. увеличить их расход на тонну отбиваемой руды. Производительность труда бурильщика (т/смену) указывается в нормативных справочниках для различных буровых станков и различной крепости руды.

Трещиноватость руды на трудоемкость отбойки влияет косвенным образом. Если расстояние между трещинами 0,5—1 м, то условия отбойки хороши, так как отбитая руда разделяется на куски, удобные для выпуска и погрузки. При более значительном расстоянии между трещинами образуется большое количество кусков, нуждающихся во вторичном дроблении.

Ширина забоя сказывается на производительности отбойки руды, поскольку в узком забое приходится бурить больше шпуров или скважин, чем в широком. Заряды там работают в худших условиях, чем в широком.

Рудные тела имеют неправильную форму, поэтому применять скважины для отбойки руды можно только в достаточно мощных залежах. Минные заряды приемлемы для отбойки руды только в мощных залежах, так как в маломощных рудных телах такими зарядами будут нарушены вмещающие породы.

Минимальная ширина забоя при отбойке шпурами — 0,4—0,5 м, скважинами — 5—8, минными зарядами — 10—15 м.

Сильно влияет на производительность труда при отбойке *число обнаженных плоскостей*. Трудоемкость отбойки руды снижается приблизительно пропорционально увеличению числа обнаженных плоскостей.

Влияние различных факторов на трудоемкость отбойки оценивается лишь в общих чертах, без четкой количественной оценки, так как ввиду их многообразия такая оценка затруднительна.

4.1.2. Отбойка руды скважинами

Отбойку руды скважинами впервые начали применять в 30-х годах. В это время появились первые станки для бурения взрывных скважин в подземных условиях. В 40-х годах этот способ получил широкое применение. К тому времени появились достаточно хорошие конструкции станков, опыт показал, что отбойку скважинами можно применять в самых разнообразных условиях.

При отбойке руды скважинами значительно упрощается конструкция систем разработки и уменьшается количество нарезных выработок, так как при отбойке руды скважинами глубиной в несколько десятков метров расстояние между выработками, из которых ведут бурение, будет значительно больше, чем при отбойке шпурами глубиной 1—5 м.

Бурильные машины монтируют на колонках или самоходных шасси. Такие станки позволяют бурить скважины с большей скоростью, чем шпуров ручными перфораторами. Повышается производительность труда бурильщика.

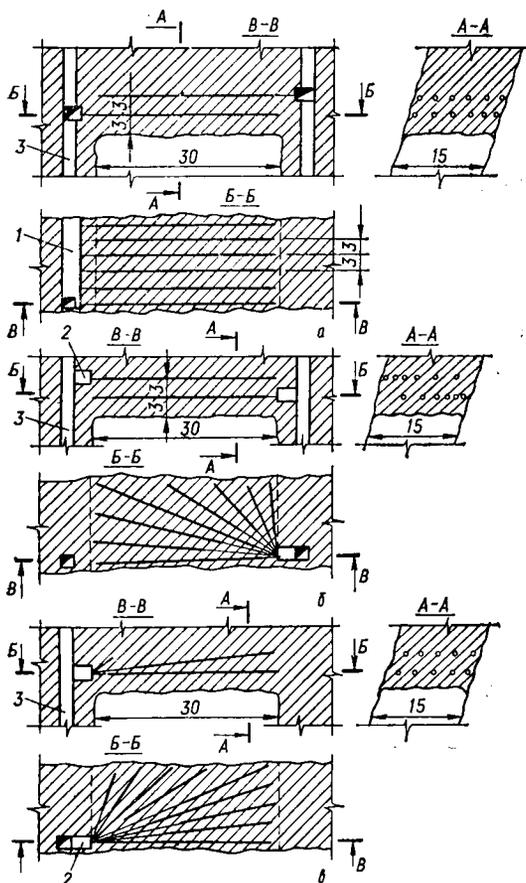


Рис. 4.1. Расположение скважин при забое в виде горизонтальной плоскости:

а — параллельное, б — веерное, в — пучковое; 1 — буровой орт, 2 — буровая камера, 3 — восстающий.

меньше 4—6 м в смену. При малой скорости бурения важно уменьшить количество скважин, что и достигается параллельным их расположением. При параллельном расположении забой хорошо оконтуривается, поскольку скважины бурят параллельно контактам руды с вмещающими породами.

Недостатком параллельного расположения является необходимость проходить большое количество выработок для размещения бурового оборудования и перемещать станок после бурения каждой скважины.

При *веерном* расположении скважин (см. рис. 4.1 и 4.2) проходят буровые восстающие и из них буровые камеры для размещения оборудования. Размеры буровых камер обычно составляют: высота — 2,5 м, длина — 3—4, ширина — 2,5 м. При вертикальном забое веерные комплекты скважин бурят из штреков или ортов. Веерное расположение скважин позволяет уменьшить число перестановок станка, так как все скважины в веере бурят с одной установки. Нужно

Условия труда при бурении скважин значительно лучше и безопаснее, чем при бурении шпуров. Уменьшаются затраты физических усилий и запыленность воздуха.

Применение скважин при отбойке руды совершенно преобразило характер подземных горных работ, придало им индустриальный характер и является наиболее важным достижением в горно-рудном деле за последние десятилетия.

Рассмотрим способы расположения скважин при различной форме забоя. Забой может иметь форму вертикальной, горизонтальной и наклонной плоскости. Скважины располагают параллельно, веерообразно или пучком.

При *параллельном* расположении скважин для размещения бурового оборудования проходят орты или штреки (рис. 4.1 и 4.2).

Параллельное расположение скважин применяют, если крепость руды высокая и скорость бурения

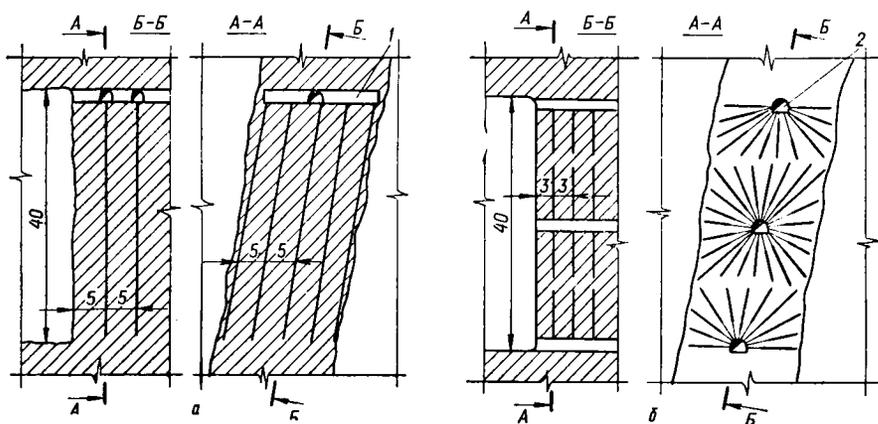


Рис. 4.2. Расположение скважин при забое в виде вертикальной плоскости: а — параллельное, б — веерное; 1 — буровые орты, 2 — буровые штреки.

проходить меньше выработок, чем при параллельном расположении скважин.

Существенный недостаток веерного расположения скважин — необходимость бурения их в значительно большем количестве, чем при параллельном расположении. Общая длина скважин увеличивается на 50—60%. Однако несмотря на это, веерное расположение скважин применяют чаще, чем параллельное, поскольку современные буровые станки позволяют бурить скважины с довольно большой скоростью и некоторое увеличение их количества обходится дешевле, чем проходка буровых выработок, необходимых при параллельном расположении скважин.

При веерном расположении скважин устья их оказываются на расстоянии в несколько десятков сантиметров одно от другого. Крепкие руды отбиваются по плоскости, в которой расположены скважины настолько точно, что в забое остаются следы скважин.

В некоторых случаях забой имеет вид наклонной плоскости. Расположение скважин при этом такое же, как и при забое в виде горизонтальной плоскости.

Пучковое расположение скважин отличается от веерного тем, что из одной буровой камеры бурят несколько веерных комплектов: первый с уклоном 5—8°, второй — 10—15°, третий — 50—60° (см. рис. 4.1). Это позволяет скважинами, пробуренными из одной камеры, отбить слой руды толщиной 6—8 м, что сокращает количество буровых камер.

4.1.3. Расчет зарядов в скважинах

Рассмотрим расчет зарядов при отбойке руды параллельными скважинами. В основу расчета зарядов при отбойке параллельными скважинами положено элементарное положение о том, что масса заряда должна быть равна удельному расходу ВВ, умноженному на объем руды, отбитой взрывом,

$$Q = Vq,$$

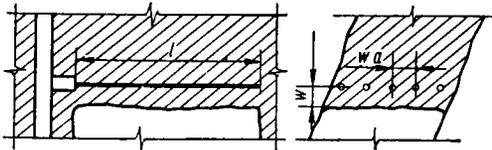


Рис. 4.3. Схема расчета зарядов в скважинах.

где Q — масса заряда, кг;
 V — объем отбитой руды, м³;
 q — удельный расход ВВ, кг/м³.

На действующих предприятиях удельный расход ВВ определяют опытным путем.

При проектировании пользуются нормативными данными или литературными источниками, в которых обобщен опыт рудников.

Примерные значения удельного расхода ВВ при отбойке руды скважинами в зависимости от крепости руды характеризуются следующими цифрами:

Коэффициент крепости	6—8	12—16	18—20
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,5—0,8	1,2—1,8	1,4—2,1

Масса заряда в скважине равна

$$Q = \frac{\pi d^2}{4} \gamma_{ВВ} m l,$$

где d — диаметр скважины, м; l — длина скважины, м; $\gamma_{ВВ}$ — плотность ВВ, кг/м³; m — коэффициент, учитывающий степень заполнения скважин ВВ. Расчетная схема показана на рис. 4.3.

Объем отбитой руды без учета условий работы крайних скважин равен

$$V = W^2 a l,$$

где W — линия наименьшего сопротивления зарядов, м; l — длина скважины, м; a — коэффициент сближения зарядов, обычно равный 0,9—1,2.

(Он показывает, насколько расстояние между скважинами в ряду отличается от линии наименьшего сопротивления).

Подставив эти величины в основную формулу, получим

$$\frac{\pi d^2}{4} \gamma_{ВВ} l m = W^2 a l q,$$

отсюда

$$W = \frac{d}{2} \sqrt{\frac{\pi \gamma_{ВВ} m}{a q}}.$$

Пр и м е р. Дано: диаметр скважин — 0,08 м, удельный расход ВВ — 0,8 кг/м³; коэффициент заполнения скважин ВВ — 0,9; коэффициент сближения зарядов — 1, плотность ВВ — 1000 кг/м³. Определить линию наименьшего сопротивления и расстояние между скважинами.

$$W = \frac{0,08}{2} \sqrt{\frac{\pi \cdot 1000 \cdot 0,9}{1 \cdot 0,8}} = 2,4 \text{ м.}$$

Расстояние между зарядами будет таким же, так как коэффициент сближения зарядов принят равным единице.

При веерном расположении скважин расчет ведут так же, как при параллельном, но после расчета величины линии наименьшего сопротивления приступают к подбору такого расположения веерных скважин, при котором фактический удельный расход ВВ будет близок к расчетному.

Для этого чертят контуры забоя и веерное расположение скважин, причем расстояние между концами скважин принимают равным линии наименьшего сопротивления. Графически (более жирной линией) указывают ту часть скважин, которая должна быть заполнена ВВ, чтобы оно было распределено в толще руды как можно более равномернее (см. рис. 4.1). Скважины номеруют и заносят в таблицу массу заряда в каждой скважине.

Затем подсчитывают суммарный расход ВВ и определяют получившийся при этом его удельный расход. Если эта величина отличается от первоначально принятой не более чем на 10—15 %, расчет на этом заканчивают. Если расхождение больше, изменяют расположение скважин, величину заряда или расстояние между концами скважин и повторяют расчет.

Графические построения и контрольные определения удельного расхода повторяют до тех пор, пока не получится достаточно близкое совпадение с цифрой, принятой первоначально.

4.1.4. Отбойка руды шпурами

Отбойку руды зарядами, расположенными в шпурах, начали применять еще со времени изобретения пороха. Первоначально шпуры бурили с помощью ручного бура и небольшой кувалды. В начале XX в. появились пневматические перфораторы для бурения шпуров.

При отбойке руды шпурами применяют забои следующей формы: потолкоуступные, почвоуступные и в виде вертикальной или горизонтальной плоскости (рис. 4.4).

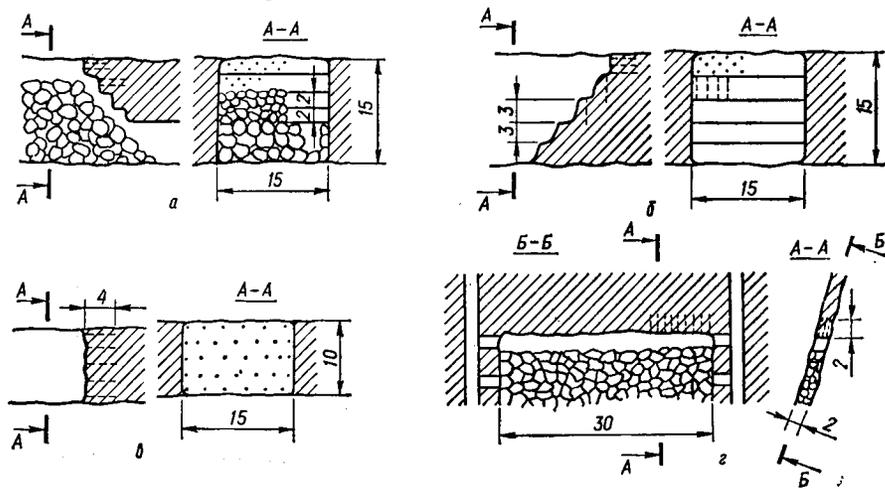


Рис. 4.4. Расположение шпуров при различной форме забоя:

a — потолкоуступный, *б* — почвоуступный, *в* — в виде вертикальной плоскости, *г* — в виде горизонтальной плоскости.

В *потолкоуступном* забое отбойку руды производят горизонтальными шпурами. Сейчас такую форму забоя применяют лишь на некоторых соляных рудниках.

Почвоуступный забой можно применять при разработке мощных горизонтальных залежей. С уступов руду приходится вручную лопатами сбрасывать вниз. Это трудоемко, поэтому такую форму забоя практикуют редко. При доставке руды скреперами почвоуступный забой превращается в бесформенный откос.

Забой *в виде вертикальной плоскости* высотой до 10 м практикуют при разработке мощных горизонтальных залежей. Бурение шпуров производят с помощью буровых установок. Максимальная высота забоя определяется конструкцией буровых установок.

Забой *в виде горизонтальной плоскости* является наиболее распространенным и применяется при разработке крутых жильных месторождений.

Расчет зарядов в шпурах производят аналогично расчету зарядов в скважинах.

4.1.5. Средства для бурения шпуров и скважин

Для бурения *шпуров* в простейших случаях применяют обычные ручные перфораторы с пневмоподдержками и телескопные перфораторы. Эти перфораторы широко используют при разработке жильных месторождений системами с магазинированием руды, когда невозможно применять самоходные буровые установки.

При многих системах разработки (камерно-столбовые, с закладкой и др.) применяют самоходные буровые установки, характеристика которых приведена ниже.

Характеристика буровых самоходных установок

Показатели	СБКН-2п	БК-2Д	БК-3Д	БК-5Д	СБУ-2М
Число буровых машин	2	2	3	3	2
Тип буровых машин	ПК-50	ПК-60	ПК-60	ПК-75	ПК-50
Глубина шпуров, мм	2200	3000	3000	4000	2500
Диаметр коронки, мм	32—42	40—42	40—42	32—46	32—46
Габариты в транспортном положении, мм					
ширина	1250	1500	2000	2400	1750
высота	1200	1500	2000	2500	1850
длина	3650	9050	9780	11 800	7100
Тип ходовой части	Пневмоколесный				Гусеничный
Тип привода	Пневмотический	Дизельный			Электрический
Мощность привода, кВт	5	36	42	55	
Масса, т	2,6	9,5	14	20	6,7
Преодолеваемый подъем, град.	10	12	14	16	16
Расход воздуха, м ³ /мин	11	24	36	36	24

Скважины бурят установками, монтированными на колонках, или самоходными, обычно с гусеничным ходом. Буровой машиной служат мощные перфораторы или пневмоударники. Также применяют станки для вращательного бурения с помощью шарошек или алмазных коронок.

Условия применения этих средств бурения примерно одинаковы. Бурение алмазными коронками экономически целесообразно в крепких рудах. В отечественной практике оно распространения не получило, да и за рубежом применяли его преимущественно в 40—50-х годах, когда цены на алмазы были сравнительно низкими, а другие способы бурения еще не были известны. На отечественных рудниках преимущественным распространением пользуются станки НКР-100 с пневмоударниками. На полиметаллических рудниках Казахстана в небольшом объеме практикуют шарошечное бурение станками БШ-145.

Давление воды для промывки скважин 808—1212 кПа. Расход ее достигает 15—30 л/мин.

Наиболее распространенная организация труда сводится к тому, что в одной буровой выработке или в двух соседних выработках располагают два станка, обслуживаемых двумя рабочими. Каждый рабочий работает на своем станке, но помогает соседу при перемещении станка.

Разметку скважин осуществляет маркшейдер. Их направление в горизонтальной плоскости задается отвесами, один из которых расположен в месте установки станка, а другой — у забоя скважины. Угол наклона шпинделя станка определяют угломером.

Скорость бурения пневмоударниками составляет от 5—6 м/смену в крепких рудах до 20—30 м/смену в рудах средней крепости.

Характеристика установок для бурения скважин

Тип станка	НКР-100	БШ-145	СБУ-50
Способ бурения	Пневмоударник	Шарошечное долото	Перфоратор ПК-65
Диаметр скважин, мм	105	145	60—90
Глубина бурения, м	50	50	50
Направление бурения	Любое	Любое	Любое
Осевое давление, т	0,6—1,2	12	1,0
Мощность двигателя, кВт	2,8	20	—
Масса, кг	400	1300	—
Габариты, мм:			
длина	1180	3000	2200
ширина	885	—	1100
высота	575	3000	2260
Способ монтажа бурового оборудования	Колонка	Колонка	Самоходная гусеничная тележка
Число оборотов шпинделя в мин	76	150—200	—
Вид энергии	Электрич. и пневматич.	Электрич.	Пневматич.
Расход воздуха, м ³ /мин	5—6	—	12

Скорость бурения шарошками и перфораторами ПК-65 в крепких рудах до 18—20 м/смену.

Следует отметить, что за рубежом получили распространение буровые установки «Симба» и других типов, снабженные двумя мощными перфораторами. Скорость бурения этими установками достигает 150—200 м/смену.

4.1.6. Зарядка и взрывание скважин и шпуров

Зарядку скважин производят с помощью пневматических зарядных машин различного типа.

Зарядно-доставочная машина ЗМБС-2 предназначена для приготовления игданита, доставки его от откаточного штрека до выработки, из которой пробурены скважины и заряжения скважин. Эту машину можно применять и при использовании гранулированных ВВ заводского изготовления. Машина имеет открытый бункер для ВВ, питатель с пневмодвигателем, емкость для жидкого компонента, смесительную камеру и пульт управления. От зарядной машины полиэтиленовый шланг протягивают до скважины и затем по скважине на всю ее глубину.

Пневмодвигатель вращает барабанный конический питатель, которым порции ВВ передаются из бункера в смесительную камеру. Сюда же через форсунку подается жидкий компонент, если приготавливают игданит. Сжатый воздух поступает в смесительную камеру и перемещает ВВ по шлангу. По мере заполнения скважины ВВ шланг из нее постепенно извлекают.

При движении ВВ по полимерному шлангу, являющемуся диэлектриком, может возникнуть статическая электризация опасной величины. Накопление электрических зарядов исключают добавлением в ВВ 3—6 % воды, надежным заземлением зарядной машины, применением полимерных труб с удельным электрическим сопротивлением не более 10^6 Ом · см и орошением выработок перед началом заряжения.

Характеристика зарядной машины ЗМБС-2

Параметры скважин:	
глубина, м	до 50
диаметр, мм	60—105
угол наклона, град.	0—360
Производительность, кг/ч	6000
Число оборотов питателя, мин	30
Емкость бункера для ВВ, м ³	0, .
Диаметр зарядного шланга, мм	50
Колея транспортной тележки, мм	750
Тип пневматического двигателя привода питателя	ДР-5У
Мощность, кВт	5,8
Расход воздуха, м ³ /мин	7
Давление воздуха, МПа	0,5
Габариты машины, мм	
ширина	1000
высота	1150
длина	1700
масса, кг	1000

Машина ЗМБС-2 позволяет доставлять ВВ на расстояние до 250 м, в том числе на 80 м по вертикали.

Имеются зарядчики для заряжения шпуров патронированными ВВ. Зарядные установки повысили производительность труда в 5—6 раз по сравнению с ручной зарядкой. Их применение — важное достижение в области горно-рудной промышленности за последние годы. Удалось механизировать труд, который ранее выполнялся исключительно вручную и требовал значительных физических усилий при доставке ВВ по восстающим на подэтажи.

После зарядки скважин патроны-боевики с электродетонаторами помещают в устья скважин и монтируют взрывную сеть.

4.1.7. Отбойка руды минными зарядами

Минными, или сосредоточенными, называют заряды большой массы, помещенные в орты или штреки. Иногда до расположения зарядов из этих выработок проходят ниши длиной 2—3 м. После доставки и размещения ВВ монтируют взрывную сеть. Затем минные выработки изолируют от остальной сети горных выработок, устройством переемычек или разрушением сопряжений взрывных выработок с восстающими. В этих местах бурят несколько комплектов шпуров. Шпуры взрывают в один прием со взрывом минных зарядов, но с замедлением.

Иногда ниши с зарядами заполняют отбитой рудой, оставленной на почве минных выработок. Это трудоемкая операция и выполняется она исключительно вручную. К такому способу прибегают редко.

Минные заряды применяют для отбойки *весьма крепкой руды*, когда скорость бурения скважин ниже 4—5 м в смену. В таких условиях минная отбойка оказывается экономически выгоднее, чем отбойка скважинами. Конструкция станков и бурового инструмента все время совершенствуется. Высокая скорость бурения достигнута уже и в крепких рудах. Поэтому минная отбойка почти полностью вытеснена отбойкой зарядами в скважинах.

Минная отбойка сохраняет свое значение для *погашения пустот*, образовавшихся в результате выемки полезного ископаемого. Здесь не требуется мелкое дробление горной породы, можно применять большие заряды и вести взрывание при линии наименьшего сопротивления, равной 10—15 м.

Минные заряды применяют *при обрушении* целиков, когда для размещения зарядов используются уже имеющиеся выработки.

Расчет минных зарядов ведут, учитывая, что масса заряда равна отбиваемой руды, умноженному на удельный расход ВВ. Расчетная формула для определения массы заряда имеет следующий вид:

$$Q = f(n) qbW^3,$$

где $f(n)$ — функция показателя выброса, величину которой при ликвидации пустот принимают равной 0,4 м, при отбойке руды — 1,0, при взрывах на выброс — более единицы; q — удельный расход ВВ; W — линия наименьшего сопротивления, колеблется от 6 до 15 м; b — коэффициент забойки (принимают равным 1,6, если минные выработки не забутовывают, и 1,0, если их заполняют ранее отбитой рудой). Удельный расход ВВ при минной отбойке больше, чем при отбойке скважинами в 1,5—2 раза.

Масса каждого минного заряда составляет от нескольких сот килограмм до нескольких десятков тонн. Обычными являются заряды массой в несколько тонн. Общая масса всех зарядов, взрывааемых в один прием, достигает 100—150 т. Заряды взрывают в один прием, но с замедлением для снижения сейсмического эффекта.

Недостатки этого способа значительны: большой расход ВВ; значительный сейсмический эффект, разрушающий близлежащие выработки; неравномерное дробление руды; трудность проходки минных выработок.

4.1.8. Вторичное дробление руды

При отбойке руды скважинами образуется некоторое количество больших кусков, которые нужно дополнительно разрушать до погрузки в вагонетки. Этот процесс называется *вторичным дроблением*.

Максимальный объем кондиционного куска определяется оборудованием, принятым для выпуска, доставки и транспортирования руды, а также наличием или отсутствием подземных дробилок. Размер кондиционного куска колеблется в пределах от 250—300 до 800—1000 мм.

Вторичное дробление осуществляется детонирующим шнуром, которым опоясывают крупные куски руды, накладными зарядами ВВ и кумулятивными зарядами. Реже в крупных кусках бурят шурупы глубиной 20—30 см и в них помещают по полпатрона ВВ. Сравнительно небольшие куски просто вручную разбивают кувалдой.

4.2. ДОСТАВКА И ПОГРУЗКА ОТБИТОЙ РУДЫ

Доставку руды осуществляют самотеком и с помощью различных механизмов. В одном блоке могут сочетаться несколько видов доставки. Например, руда может первоначально спускаться самотеком, потом доставляться скреперной установкой в горизонтальном направлении и грузиться в транспортные средства.

Строго разделить доставку и погрузку не возможно, поскольку одни и те же механизмы могут и доставлять руду, и грузить ее либо выполнять одну из этих операций.

Из различных сочетаний доставки и погрузки можно выделить наиболее распространенные, типичные (случайных и редко встречающихся сочетаний может быть много).

Применяют следующие основные способы доставки и погрузки руды:

1. Самотечная доставка с погрузкой руды через люки.
2. Самотечная доставка в сочетании со скреперной на горизонте вторичного дробления.
3. Самотечная доставка с пропуском руды через камеры грохочения.
4. Самотечная доставка с погрузкой руды машинами или вибропитателями в рельсовые или безрельсовые транспортные средства.
5. Погрузка и доставка погрузочно-доставочными машинами.
6. Погрузка экскаваторами или погрузочными машинами и доставка автосамосвалами или другими безрельсовыми видами транспорта.

4.2.1. Самотечная доставка с погрузкой руды через люки

При *самотечной* доставке отбитая руда под действием силы тяжести спускается по выработанному пространству к откаточным выработкам. Этот способ возможен при падении рудных тел круче 45° . Руды спускаются непосредственно по выработанному пространству или по рудоспускам, созданным в этом пространстве.

Наиболее простой способ погрузки руды — это погрузка ее через люки с затвором. Люк — это деревянный или металлический лоток, по которому руда поступает в вагонетку. Перекрывают люк затвором.

Известны три основные конструкции люков: с секторным затвором, с пальцевым или цепным затвором и вибролюк (рис. 4.5 и 4.6).

Управление этими люками может быть ручное или пневматическое. Люки с секторным затвором имеют сечение лотка примерно

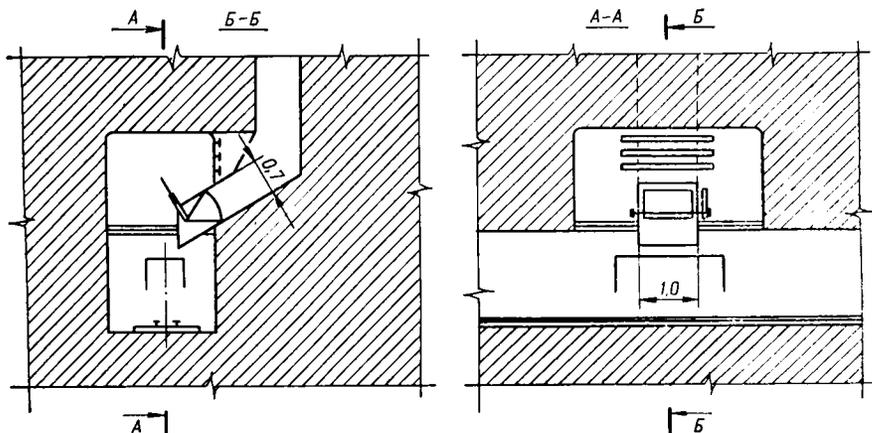


Рис. 4.5. Люк для погрузки руды с секторным затвором.

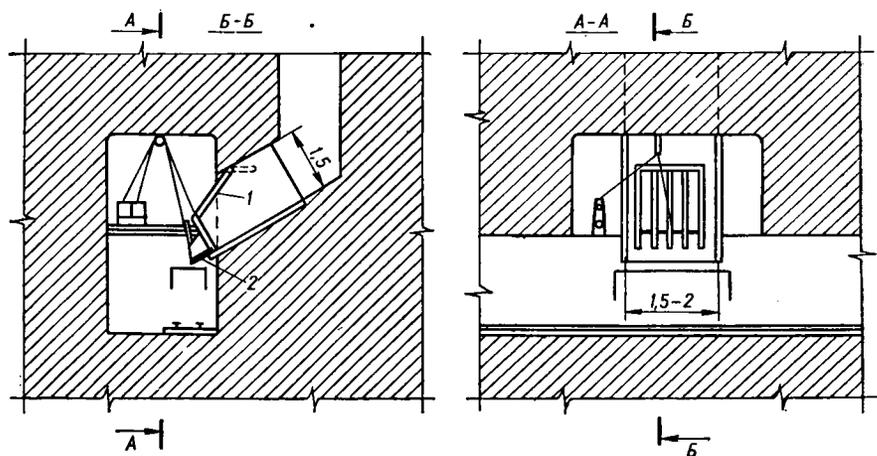


Рис. 4.6. Люк для погрузки руды с пальцевым затвором;
1 — пальцы, 2 — козырек.

1,0 × 0,7 м. Через них можно грузить куски руды размером 0,25—0,3 м. Затвор в виде сектора помещается внутри люка. Чтобы пропустить руду, сектор поднимают вручную с помощью рычага или пневматическим устройством, состоящим из цилиндра с поршнем и штока, который соединен с секторным затвором.

Люки с цепным или пальцевым затвором имеют сечения лотка примерно 1,5 × 1,5 м и через них можно грузить куски руды размером до 0,7—0,8 м. Затвор состоит из пальцев Г-образной формы, сделанных из рельсов. Для пропуска руды пальцы поднимают небольшой ручной лебедкой или пневматическим устройством. Расстояние между пальцами — 10—15 см. Чтобы не просыпалась рудная мелочь, в нижней части лотка сделан небольшой козырек, который можно повернуть вокруг оси и предотвратить просыпание. Иногда пальцы заменяют тяжелыми цепями.

Самотечную доставку с погрузкой руды через люки с секторными затворами применяют при разработке крутых жильных месторождений. В этом случае руду отбивают шпурами. Выход негабаритных кусков невелик, и такую руду можно грузить непосредственно в вагонетки без вторичного дробления.

Однако сооружение люков довольно трудоемко. Делать их придется много, так как расстояние между ними невелико (5—8 м). Сейчас с этим способом успешно конкурирует погрузка самоходными машинами.

Люки с пальцевыми затворами в блоках, где ведут добычу руды, практикуют редко, поскольку погрузка пневмопитателями оказалась более целесообразной, но иногда такие люки устраивают на капитальных рудоспусках, по которым руду перепускают с одного горизонта на другой.

Вибролюк представляет собой площадку или лоток из рельсов и листов железа длиной около 3 м. Эту конструкцию помещают в нижней части рудоспуска, на нее поступает руда и за счет вибраций перемещается в сторону вагонетки. Привод электрический. Для прекращения движения руды достаточно выключить вибратор.

4.2.2. Самотечная доставка в сочетании со скреперной на горизонтах вторичного дробления

Сущность этого метода сводится к тому, что руду самотеком доставляют до горизонта вторичного дробления, на котором пройдены скреперные выработки (орты или штреки). На эти выработки выпускают руду, подвергают ее здесь вторичному дроблению, а затем скрепером доставляют к рудоспуску и грузят в вагонетки.

Покажем этот способ доставки применительно к разработке крутого рудного тела средней мощности, когда блок длинной стороной располагают по простиранию месторождения (рис. 4.7).

Скреперные штреки проходят сечением в свету приблизительно 2 × 2 м. Наиболее распространенным видом крепи является металлическая арочная крепь с затяжками боков и кровли бетонными плитами. При большом горном давлении иногда применяют бетонную и железобетонную крепь. В почве выработки укладывают 3—4 нитки

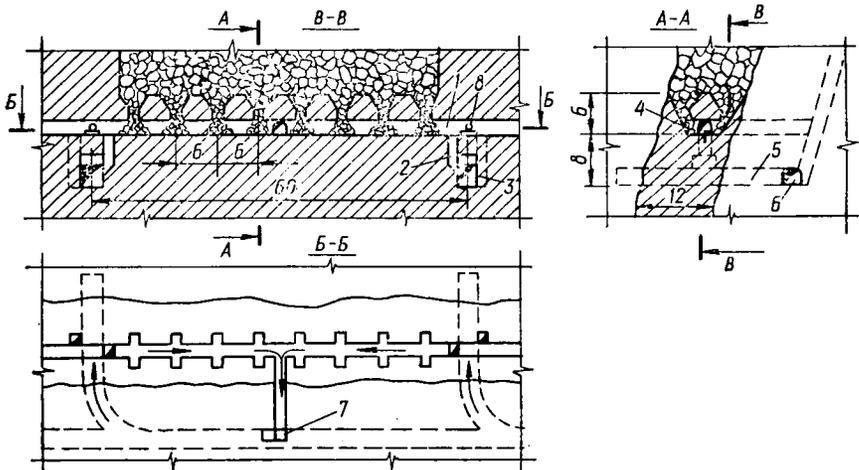


Рис. 4.7. Горизонт вторичного дробления со скреперными штреками:

1 — скреперный штрек, 2 — рудоспуск, 3 — ходок, 4 — дучка, 5 — орт, 6 — полевой откаточный штрек, 7 — полевой восстающий, 8 — скреперная лебедка

старых рельсов, чтобы при движении скрепера она не разрушалась. Из скреперных штреков перпендикулярно к ним через 5—7 м проходят небольшие выработки длиной около 3 м. Из этих выработок проходят наклонные или вертикальные дучки для выпуска руды. Сопряжение дучек со скреперными выработками проектируется с таким расчетом, чтобы руда из дучки просыпалась примерно до середины скреперного штрека или на две трети его ширины. В этом случае можно передвигаться по штреку, осуществлять вентиляцию и скреперовать руду (рис. 4.8). Сопряжение штрека с дучкой является ответственным узлом, где постоянно ведут вторичное дробление руды. Нередко его крепят специальными станками из швеллеров и двутавр.

Погрузку руды в вагонетки ведут через рудоспуск с люком или через полку, если рудоспуска нет, и скреперная выработка расположена на уровне кровли откаточной. Рудоспуск перекрывают решеткой-грохотом или челноковым перекрывателем, который сдвигается скрепером в сторону при подходе к рудоспуску. Рудоспуски создают определенную емкость для руды и делают доставку руды независимой от транспорта. Недостаток этого способа заключается в необходимости проходить рудоспуски и делать люки. Погрузка через полку отличает-

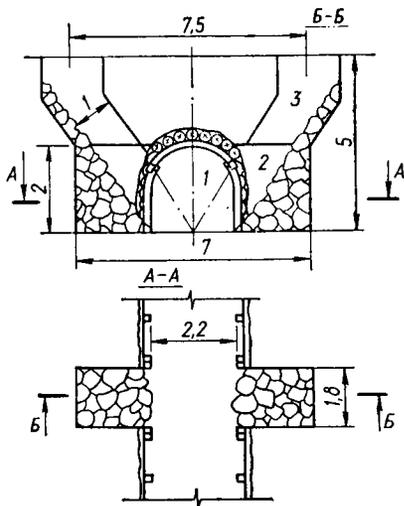


Рис. 4.8. Сопряжения дучек со скреперным штреком:

1 — скреперный штрек; 2 — ниши, из которых проходит дучки; 3 — дучки.

ся простотой загрузочных устройств, отсутствием рудоспусков, люков и затворов. Можно грузить куски размером до 1 м. Однако при этом способе погрузка возможна только при наличии состава вагонеток. И тот, и другой способ практикуется примерно в одинаковой мере.

Необходимо отметить, что в некоторых случаях выработки для выпуска руды располагают на подэтажах. Тогда рудоспуски являются неизбежным элементом конструкции.

Скреперные выработки соединяют с откаточными выработками ходами, оборудованными лестницами. Освещают скреперные выработки прожекторами, установленными возле лебедок.

Применяют барабанные скреперные лебедки мощностью 30, 55 и 100 кВт. Емкость скреперов 0,4; 0,6 и 1 м³.

Выпуск руды из дучек производят с помощью трубы длиной 2—3 м со стальным наконечником (штычка). Куски, прочно застрявшие в дучке, пропускают взрывом заряда ВВ, который подводят на шесте к расклинившимся кускам. Вторичное дробление производят на почве откаточного штрека. На выпуск и вторичное дробление скреперист тратит 50—70 % общей продолжительности смены. Многие скреперисты имеют право производить взрывные работы и выполняют их без помощи взрывников.

Производительность скреперной установки зависит от ее мощности и степени кусковатости руды. Крупные куски требуют большей затраты времени на выпуск и вторичное дробление и ухудшают наполнение скрепера. Производительность установки определяют по следующей формуле:

$$P = \frac{3600Qcc_1}{\frac{L}{V_{\text{груз}}} + \frac{L}{V_{\text{пор}}} + t},$$

где Q — емкость скрепера, м³; c — коэффициент наполнения скрепера — 0,5—1,0; c_1 — коэффициент использования скрепера во времени — 0,3—0,7; L — длина доставки, м; $V_{\text{груз}}$ — скорость движения груженого скрепера около 1 м/с; $V_{\text{пор}}$ — скорость движения порожнего скрепера — 1,5—1,7 м/с; t — время на переключение рычага 2 с.

Мощность двигателя скреперной установки равна

$$N = \frac{F_{\text{раб}}V_{\text{груз}}}{102\eta},$$

где $F_{\text{раб}}$ — сила тяги рабочего хода, кг; η — механический к. п. д. лебедки, равный 0,8—0,9.

Сила тяги

$$F_{\text{раб}} = Q_{\text{общ}}W',$$

где $Q_{\text{общ}}$ — общая масса скрепера с грузом, т; W' — коэффициент сопротивления движению, для руд средней кусковатости равен 1,2, для крупнокусковатых — 1,3.

Производительность скреперной установки обычно составляет 100—200 т в смену при мощности лебедки 30 кВт и длине скреперования до 25 м.

В скреперных выработках постоянно проводят взрывные работы, поэтому они должны хорошо вентилироваться. Проветривание должно

быть осуществлено так, чтобы свежая струя поступала возле скреперной лебедки. После очередного взрыва скреперист может продолжать работу, не ожидая пока будут удалены вредные продукты взрыва.

Различают две схемы проветривания. Если длина блока до 25—30 м, то лебедку располагают у одного из его флангов. Воздух поступает около лебедки, движется вдоль скреперной выработки и удаляется на вентиляционный горизонт по восстающему, расположенному на фланге блока. Если длина блока 50—60 м, то две лебедки располагают на флангах блока. Против его центра проходят полевой вентиляционный восстающий, который ортом соединяют со скреперным штреком. Воздух поступает на скреперный штрек на флангах блока, движется к центру и затем удаляется на полевой восстающий (см. рис. 4.7).

Скорость воздушной струи должна быть не менее 0,25 и не более 4 м/с.

Основные правила безопасности сводятся к следующему. При выпуске руды рабочий должен находиться сбоку от дучки. Пропускать застрявшие куски нужно зарядами ВВ, подведенными на шесте. Скреперную выработку нельзя загромождать негабаритными кусками руды. Рудоспуск должен быть перекрыт грохотом. Скреперный штрек освещается прожектором.

Скреперная доставка в продолжении последних 30—35 лет — широко распространенный способ. Достоинства ее следующие: с помощью одного и того же механизма можно как доставлять руду, так и грузить ее. Оборудование простое и дешевое. Условия для вторичного дробления руды удобны. Расстояние доставки легко изменить.

К недостаткам относятся снижение производительности установки при увеличении расстояния доставки, малая производительность и быстрый износ канатов.

В последние годы скреперная доставка вытесняется вибропитателями, имеющими значительно бóльшую производительность.

4.2.3. Самотечная доставка с пропуском руды через камеры грохочения

Этот способ сводится к тому, что самотеком руду доставляют до горизонта вторичного дробления, расположенного на 8—10 м выше откаточного. На этом горизонте пройдены выработки для вторичного дробления в виде камер с грохотами. По рудоспускам, расположенным ниже грохотов, руда поступает к откаточному горизонту и через люки грузится в вагонетки.

Рассмотрим конструкцию применительно к условиям, когда блок расположен длинной стороной по простиранию (рис. 4.9). На горизонте вторичного дробления пройдет штрек 1, из него дучки для выпуска руды 2. Под дучками расположены грохота 3, ниже которых расположены рудоспуски 4, по которым руда поступает к откаточному штреку 6. Рудоспуск заканчивается люком 5.

Откаточный штрек и штрек на горизонте вторичного дробления крепят арочной металлической крепью.

Грохот делают из рельсов, стянутых болтами. Между рельсами помещают отрезки труб, создающие зазоры заданного размера. Решетку из рельсов укладывают на раму из брусьев.

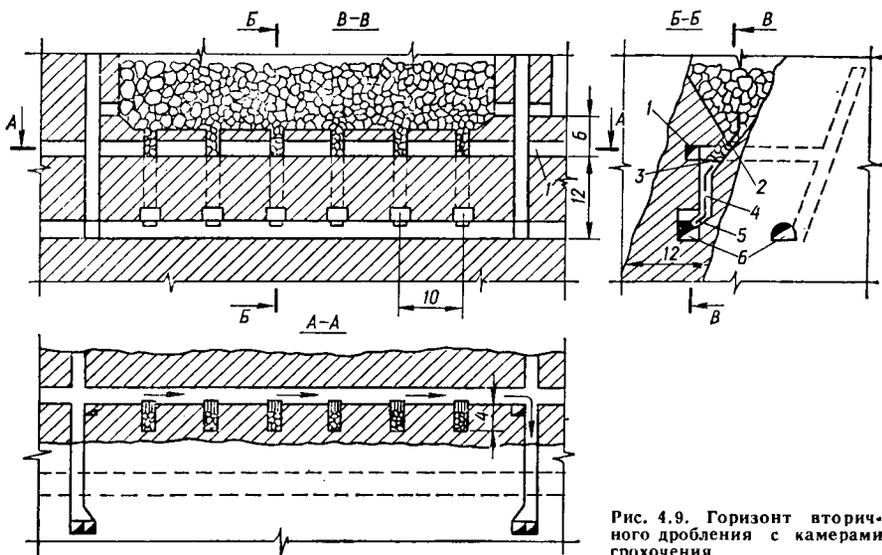


Рис. 4.9. Горизонт вторичного дробления с камерами грохочения.

Процесс выпуска руды идет так же, как и при скреперной доставке. Руду выпускают из дучек, и она поступает на грохота.

Здесь осуществляют вторичное дробление и пропускают руду через грохота. На откаточном горизонте руду грузят в вагонетки с помощью люков с той или иной конструкцией затворов.

При хорошо раздробленной мелкой руде через грохот можно пропустить 400—500 т руды в смену, т. е. значительно больше, чем при скреперной доставке лебедкой мощностью 30 кВт.

Существенным недостатком доставки через камеры грохочения является необходимость под каждой парой дучек проходить рудоспуск и оборудовать его грохотом и люком. Количество выработок и погрузочных пунктов велико. Затраты на их сооружение значительны.

Недостатки камер грохочения настолько существенны, что применяют их редко. Этот способ доставки был основным в 30—50-х годах, когда скреперные лебедки были распространены мало.

4.2.4. Самотечная доставка и погрузка вибропитателями

Сущность этого способа сводится к доставке руды самотеком до уровня транспортного горизонта, где установлены вибропитатели для погрузки руды в вагонетки.

Наиболее распространены вибропитатели двух типов: качающийся питатель КП и вибрационная доставочно-погрузочная установка «Сибирячка». Рассмотрим характеристики этих вибропитателей:

	КП	ВДПУ («Сибирячка»)
Производительность, т/см	300—900	300—500
Максимальный размер кусков, мм	1000	1000

Угол наклона площадки, град.	8	15
Частота колебаний, мин	46	2000
Масса установки, т	7,7	3,0
Стоимость установки, руб.	7000	2000
Габаритные размеры, м		
длина	4,3	4,5
ширина	1,2	1,2

Вибропитатель состоит из платформы, сделанной из швеллеров, покрытых сверху стальным листом, под которым укреплены вибраторы.

У одних конструкций платформу кладут на подушку из мелкодробленой руды, у других крепят к амортизаторам. Платформа вибрирует с амплитудой 2—4 мм. За счет вибраций отбитая руда перемещается по платформе и поступает в вагонетку (рис. 4.10).

Производительность вибропитателя может быть подсчитана по формуле

$$Q = 3600bv\eta v_0,$$

где b — ширина лотка, м; h — высота слоя руды, равная 0,2—0,7 м; γ — плотность материала, т/м³; v — скорость перемещения материала, равная 0,1—0,5 м/с.

Качающийся питатель отличается тем, что число качаний платформы в минуту значительно меньше, чем у вибропитателя. Производительность его определяется по той же формуле, что и вибропитателя.

Конструкция выработок для установки этого оборудования достаточно проста. Перпендикулярно откаточному штреку или орту проходят погрузочную выработку длиной 4—5 м — для установки качающегося питателя и длиной 7—8 м — для установки вибропитателя. Дучки для выпуска руды проходят в конце этих выработок или сбоку.

Организация работ сводится к выпуску руды на площадку питателя. Вторичное дробление производят прямо на платформе вибропитателя, а при доставке — качающимся питателем на грохоте, перекрывающем откаточную выработку в месте погрузки. На платформе вибропитателя разрешается взрывать до 2 кг ВВ. На железном руднике Таштагол средняя производительность качающихся питателей составила 540 т/смену, максимальная — 920 т/смену. На этом же руднике производительность вибропитателей составила 800 т/смену.

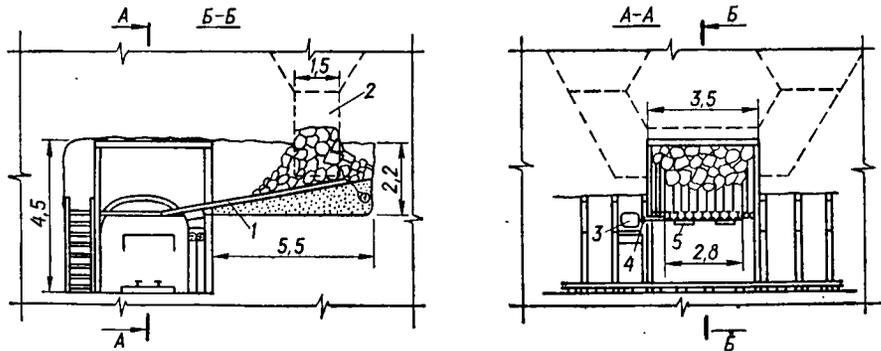


Рис. 4.10. Вибропитатель.

1 — платформа вибропитателя, 2 — дучка, 3 — электромотор, 4 — эластичная муфта, 5 — вибраторы.

Вентиляция мест, где ведется выпуск руды с помощью вибропитателей, вызывает определенные затруднения. При небольшом количестве блоков и малом объеме работ по вторичному дроблению загрязненный после взрыва воздух можно направить на откаточный штрек и далее к вентиляционному стволу.

При большом объеме работ это недопустимо, так как будет загрязняться воздух в соседних блоках. Поэтому в торце выработок, в которых установлены вибропитатели, проходят вентиляционную выработку, по которой загрязненный воздух уходит далее к вентиляционному стволу. На рис. 4.10 показана конструкция без специальных вентиляционных выработок.

Погрузка вибропитателями характеризуется высокой производительностью, значительно превышающей производительность скреперных установок, простотой конструкции и низкой ценой механизма, отсутствием специального горизонта для выпуска руды, что существенно сокращает количество нарезных выработок и позволяет уменьшить высоту днища блока приблизительно вдвое по сравнению с днищем, имеющим выработки для выпуска и вторичного дробления руды.

К недостаткам относится загрязнение атмосферы на основных откаточных выработках при вторичном дроблении руды. Кроме того, следует отметить, что эти механизмы стационарны и требуют монтажа и демонтажа. Правда, затраты труда на монтаж невелики и составляют 3—5 смен, а на демонтаж примерно втрое меньше. Следует отметить, что демонтаж платформ вибропитателя возможен далеко не всегда, так как торец вибропитателя трудно освободить от обрушенной руды или породы.

Вибропогрузка нашла широкое применение на многих отечественных рудниках, где ведется разработка мощных месторождений. Этот способ погрузки позволил резко повысить производительность выемочной единицы (блока) и сконцентрировать работы.

4.2.5. Самотечная доставка и погрузка машинами

При этом способе руду самотечком доставляют к промежуточным, подэтажам или основным откаточным выработкам и грузят машинами в транспортные средства, рельсовые или самоходные.

При разработке жильных месторождений и небольшой производительности блоков применяют ковшовые машины, которые широко используются на рудниках для уборки породы при проведении выработок. При разработке мощных месторождений применяют высокопроизводительные машины непрерывного действия или ковшовые машины с достаточно большой емкостью ковша.

Характеристика основных типов погрузочных машин непрерывного действия с загребующими лапами:

	ПНБ-2К	ПНБ-3Д	ПНБ-4
Производительность средняя, м ³ /мин	2,5	3,5	6,0
Максимальный размер куска, мм	500	600	800
Мощность двигателя, кВт	—	95	142

Габариты, м			
длина	8	9	10
ширина	1,9	2,7	2,7
высота	1,6	1,9	2,0
Масса, т	17,7	25	34
Цена, тыс. руб.	—	50	73

Погрузку машинами иногда применяют в сочетании с самоходными вагонетками, имеющими большую грузоподъемность.

Характеристика одного из типов самоходных вагонеток: грузоподъемность — 20 т; скорость движения с грузом — 8 км/ч, без груза — 10 км/ч; установленная мощность — 115 кВт; габаритные размеры, м: 8 × 2,8 × 2. В днище вагонеток вмонтирован пластинчатый конвейер, с помощью которого груз распределяется вдоль вагонеток. Этот же конвейер служит для разгрузки вагонеток.

Для подземных работ выпускается автосамосвал МОАЗ 6401—985 грузоподъемностью 20 т, емкостью кузова 11 м³, мощностью дизельного двигателя 200 л.с., скоростью движения 6—40 км/ч; преодолеваемый подъем — 18°, высота выработки в месте разгрузки — 4,7, габариты, м: 2,85 × 2,25 × 8,31.

Характеристика ковшовых погрузочных машин на гусеничном ходу:

Тип машины	ППМ-2Г	ППГ-4
Производительность, м ³ /мин	1—2	2—3
Емкость ковша, м ³	0,32	1,0—0,8
Максимальный размер куска, мм	800	1200
Энергия	пневматическая	электрическая
Габариты, м		
длина	2,55	3,8
ширина	1,9	1,9
высота	2,4	2,1
Масса, т	4,8	12

Самоходные вагонетки питаются электроэнергией от кабеля или снабжаются дизельным двигателем.

На шведском руднике «Кируна» применяют дизельные самосвалы с опрокидным кузовом грузоподъемностью 25 т.

Конструкция выработок для погрузки руды определяется типом машин и тем, где ведется погрузка, на подэтаже или основном откаточном горизонте.

Если погрузку ведут на подэтажных выработках, то при шведском варианте подэтажного обрушения никаких дополнительных выработок не делают. Руду выпускают на почву подэтажной выработки, грузят машиней в самоходную вагонетку и доставляют к рудоспуску. Движение вагонетки челночное.

Если руду доставляют до откаточного горизонта самотеком, то здесь нужно пройти выработки для размещения погрузочных машин (рис. 4.11). Проходят полевой штрек 1 и из него погрузочные орты 2, в которых размещаются погрузочные машины 3. Для выпуска руды проходят односторонние или двухсторонние дучки 4.

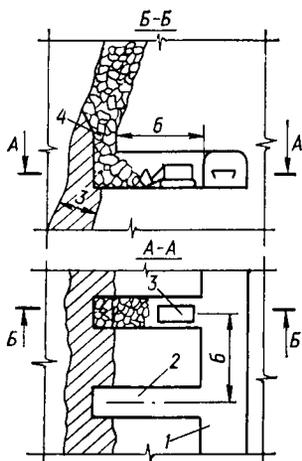


Рис. 4.11. Схема погрузки руды машиной:

1 — откаточный штрек, 2 — выработка для погрузочной машины, 3 — погрузочная машина, 4 — дучка

Процесс доставки и погрузки обслуживается в каждой точке двумя рабочими, в то время как на обслуживание погрузочно-доставочных машин достаточно одного рабочего.

4.2.6. Погрузка и доставка погрузочно-доставочными машинами

Погрузка руды машинами и другими средствами требует в каждой точке погрузки двух рабочих: одного, занятого погрузкой, и второго, обслуживающего транспортные средства. Для повышения производительности труда целесообразно создать машину, которая обслуживалась бы одним человеком и осуществляла как погрузку, так и доставку руды на расстояние в несколько сотен метров.

Рассмотрим характеристику ковшовых погрузочно-доставочных машин на пневмоколесном ходу с дизельным двигателем:

Показатели	ПД-5	ПД-8	ПД-12
Емкость ковша, м ³	2,5	4	4,6
Грузоподъемность, т	5	8	10—12
Габариты, м			
ширина	1900	2500	2500
высота	1570	1800	1910
длина с кабиной	2200	2500	2500
Минимальная ширина и высота выработки, м	3×2,7	3,5×3,5	3,5×3,5
Мощность двигателя, кВт	103	140	184
Скорость движения, км/ч	16—20	20	30
Преодолеваемый подъем, град.	18	20	20
Масса, т	13	22	26

На шведских рудниках проведена исследовательская работа по установлению такого расстояния доставки, при котором пользование погрузочно-доставочными машинами целесообразно (табл. 12).

Таблица 12. Себестоимость руды при различной организации погрузки и доставки, %

Способ погрузки и доставки	Расстояние доставки, м		
	100	200	400
Погрузчик «Джой» и одна самоходная вагонетка «Кируна»	100	100	100
Погрузчик «Джой» и две самоходные вагонетки «Кируна»	118	106	98
Погрузочно-доставочная машина «Скупмобайл» грузоподъемностью 9,8 т	57	75	95

Из этих данных следует, что при расстоянии доставки до 400 м применение погрузочно-доставочных машин дает существенную экономию.

4.2.7. Особенности вентиляции при использовании дизельных машин

Дизельные двигатели имеют устройства для очистки выхлопных газов, но они лишь до некоторой степени снижают их токсичность. Установленная норма расхода воздуха на проветривание составляет 5 м³/мин на 735,5 Вт мощности двигателя и обеспечивает разжижение выхлопных газов до допустимого предела. Расход воздуха на некоторых рудниках, применяющих машины с дизельным приводом, меньше установленной нормы. Фактический расход воздуха (в м³/мин на 735,5 Вт) составляет на полиметаллическом руднике 1,6—2,6, на медном Джекказганском — 2—3, на свинцово-цинковом руднике — 2,5—2,8. Объясняется такой разброс тем, что условия проветривания на различных рудниках не одинаковы.

4.2.8. Выпуск руды с помощью щита и погрузка вибропитателем на конвейер

Обычные способы выпуска, доставки и погрузки руды, описанные выше, успешно осуществляются при наличии достаточно крепкой руды. В этом случае выработки для выпуска и доставки руды крепят арочной металлической крепью или оставляют вовсе без крепления.

При наличии слабой, неустойчивой руды поддержание выработок для доставки затрудняется. Приходится применять сложную, дорогую крепь. На выработки для доставки нередко развивается такое горное давление, что за время отработки блока их приходится неоднократно перекреплять.

Были предприняты попытки создать щит для выпуска руды, который можно было бы передвигать вдоль блока по мере продвижения работ. Этот щит призван заменить крепь в зоне ведения очистных работ. Одна из конструкций испытывалась на криворожских рудниках (рис. 4.12). Щит имел сварную конструкцию сводчатой формы с двумя окнами размером 3 × 1 м для выпуска руды. Длина щита — 4,7 м, высота — 3,0, ширина — 2,7 м. В почве щита вмонтирован вибра-

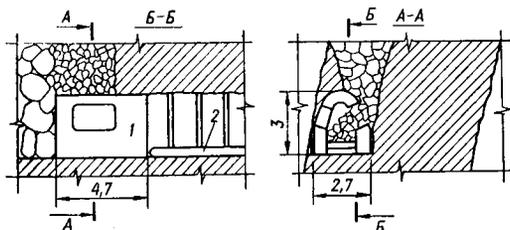


Рис. 4.12. Выпуск руды через щит на вибропитатель: 1 — щит, 2 — вибропитатель

ционный питатель. Передвижение щита осуществлялось системой гидродомкратов, развивающих усилие в 500 т. Щит рассчитан на нагрузку 75 т/м².

Щит монтировали в подэтажной выработке. Через окна для выпуска руды и специальные отверстия бурили вверх скважины на

участке длиной около 3 м. Взрывом зарядов в скважинах разрушали руду над щитом. Через окна руду выпускали на вибропитатель, который передавал ее на конвейер, смонтированный в подэтажном штреке. Производительность вибропитателя составила 500 т/ч. Испытания щита прошли успешно. Можно предполагать, что со временем щитовая система для выпуска и доставки руды получит распространение при разработке неустойчивых руд.

4.3. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ

Под горным давлением понимается поле напряжений, возникающее в толще горных пород до проведения горных выработок и после их создания. Напряжения могут быть не только сжимающими, но и растягивающими.

Управление горным давлением — это совокупность мер, направленных на то, чтобы использовать горное давление для обрушения полезного ископаемого либо противостоять ему.

Существуют следующие способы управления горным давлением:

1. Придание горным выработкам размеров, отвечающих условиям прочности.
2. Придание горным выработкам формы, при которой напряжения вокруг них будут минимальными.
3. Поддержание выработанного пространства путем оставления в нем целиков; заполнения его закладкой; установкой крепи или сочетанием этих способов.
4. Обрушение пород, которое приводит к перераспределению напряжений и снижению их в некоторых участках.
5. Создание обнажений руды такого размера, что происходит ее самообрушение.

Горные породы, с которыми приходится встречаться при разработке рудных месторождений, в большинстве случаев можно рассматривать как тела упругие и изотропные. В большом диапазоне нагрузок горные породы подчиняются закону Гука. Толща горных пород, как правило, разбита трещинами в различных направлениях, заполненными минеральными веществами. Такие породы в массиве не теряют сплошности и упругих свойств и рассматриваются как квазиизотропные.

Влияние структуры горных пород на их прочностные свойства учи-

тывается коэффициентом структуры, приведенным в первом разделе книги.

В некоторых случаях наблюдается четко выраженная слоистость пород. Причем связь между отдельными слоями незначительна и каждый из слоев существует как отдельный элемент. Встречаются породы с ярко выраженными пластическими или сыпучими свойствами. Такие породы характерны для угольных месторождений и в данном случае не рассматриваются.

4.3.1. Напряжения в нетронутом массиве горных пород

Рассмотрим элементарный объем, находящийся в толще горных пород на глубине H с объемным весом γ . Сверху на этот объем будет действовать сила, равная весу вышележащих пород (рис. 4.13),

$$\sigma_z = \gamma H.$$

В горизонтальном направлении на этот объем будут действовать силы σ_x и σ_y в двух взаимоперпендикулярных направлениях. Эти силы равны. Чтобы определить их величину, нужно перейти к рассмотрению деформаций.

Деформация в направлении x возникает под действием сил σ_x , σ_y и σ_z . Деформация в результате действия силы σ_x по закону Гука будет равна $\frac{\sigma_x}{E}$. Между деформациями в двух взаимно перпендикулярных направлениях существует пропорциональность, выражаемая коэффициентом Пуассона. Деформации под действием сил σ_y и σ_z будут обратны по знаку деформации под действием силы σ_x .

Деформация в направлении x от действия силы σ_y составит

$$\mu \frac{\sigma_y}{E}.$$

Наконец, деформация от действия силы σ_z в том же направлении x будет равна $-\mu \frac{\sigma_z}{E}$. Деформация в направлении, перпендикулярном оси x , будет равна

$$\epsilon_x = \frac{\sigma_x}{E} - \left(\mu \frac{\sigma_y}{E} + \mu \frac{\sigma_z}{E} \right) = \frac{1}{E} [\sigma_x - \mu (\sigma_y + \sigma_z)].$$

В горизонтальном направлении деформация невозможна, поскольку расширению элементарного объема препятствует окружающая среда, т. е. $\epsilon_x = 0$. Так как $\frac{1}{E}$ не может равняться нулю, то $\sigma_x - \mu (\sigma_y + \sigma_z) = 0$.

Задача симметрична, поэтому

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z \frac{\mu}{1 - \mu}.$$

Коэффициент Пуассона для горных пород обычно равен 0,2—0,3, следовательно, величина $\frac{\mu}{1 - \mu}$ составляет около одной трети. Значит,

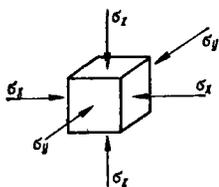


Рис. 4.13. Схема сил, действующих в нетронутым массиве горных пород.

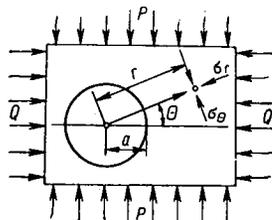


Рис. 4.14. Расчетная схема определения напряжений вокруг горизонтальной выработки круглого сечения.

напряжения, действующие на элементарный объем в горизонтальном направлении, примерно втрое меньше вертикальной нагрузки.

Максимальное значение коэффициента Пуассона равно 0,5. При этом горизонтальные напряжения равны вертикальным. Это возможно для горных пород с ясно выраженными пластическими свойствами и справедливо в условиях гидростатики.

Таким образом, характер поля напряжений в нетронутым массиве горных пород определяется просто. Главное нормальное напряжение σ_z действует в вертикальном направлении, главные нормальные напряжения $\sigma_x = \sigma_y$ действуют в горизонтальном направлении. На площадках, расположенных под углом 45° к главным нормальным напряжениям, действуют максимальные тангенциальные напряжения τ_{\max} .

Напряжения возрастают пропорционально увеличению расстояния от поверхности земли.

Следует отметить, что под влиянием тектонических сил горизонтальные напряжения могут существенно возрасти, приблизиться к вертикальным напряжениям и даже превзойти их. Это доказано путем натуральных изменений напряжений в горных выработках во многих районах нашей страны (Кольский полуостров, Урал, Донбасс и т. д.). В районах с развитой тектонической деятельностью величину горизонтальных напряжений в массиве горных пород следует определять экспериментально, путем натуральных изменений, а не по коэффициенту Пуассона.

После проведения горных выработок поле напряжения изменяется и становится более сложным.

4.3.2. Напряжения вокруг выработок круглого сечения

Задача о распределении напряжения вокруг выработки круглого сечения решена в теории упругости. Эти напряжения можно вычислить на любом удалении от контура выработки. Рассмотрим решение задачи. Пластика с круглым отверстием нагружена равномерно распределенными силами, приложенными в двух перпендикулярных направлениях (рис. 4.14). Такое решение справедливо, если выработка находится на большой глубине и рассматриваются напряжения только вблизи выработки. Например, выработка имеет диаметр 2—3 м и расположена на глубине более 100 м. Если такая же выработка будет расположена на глубине 10—15 м, то определить напряжения вокруг та-

кой выработки можно, но другими, более сложными способами, например методом конечных элементов.

Не будем приводить решение полностью и ограничимся лишь рассмотрением окончательных формул для вычисления напряжений. Они имеют следующий вид:

$$\sigma_r = \left(1 - \frac{a^2}{r^2}\right) \left[\frac{P+Q}{2} - \frac{P-Q}{2} \left(1 - 3 \frac{a^2}{r^2}\right) \cos 2\theta \right];$$

$$\sigma_\theta = \frac{P+Q}{2} \left(1 + \frac{a^2}{r^2}\right) + \frac{P-Q}{2} \left(1 + 3 \frac{a^2}{r^2}\right) \cos 2\theta,$$

где σ_r — напряжения вдоль радиуса-вектора; σ_θ — напряжения, перпендикулярные радиусу-вектору; r — радиус-вектор; θ — угол между радиусом-вектором и горизонтальной осью; P — вертикальное давление; Q — боковой отпор (давление в горизонтальном направлении); a — радиус выработки.

Рассмотрим *напряжения на контуре* выработки, т. е. при $r = a$. В этом случае напряжение σ_r будет равно нулю. Напряжения, перпендикулярные контуру выработки, на самом контуре отсутствуют. Напряжения, перпендикулярные радиусу-вектору, приобретают значение, равное

$$\sigma_\theta = P(1 + 2 \cos 2\theta) + Q(1 - 2 \cos 2\theta).$$

Таким образом, свободный контур не несет напряжений, перпендикулярных этому контуру. Это положение справедливо для выработки не только круглого, но и любого другого сечения.

Напряжения вокруг выработки в условиях гидростатического давления, т. е. при $P = Q$, выражаются очень простыми формулами

$$\sigma_r = P \left(1 - \frac{a^2}{r^2}\right) \quad \text{и} \quad \sigma_\theta = P \left(1 + \frac{a^2}{r^2}\right).$$

Напряжения на контуре в этом случае легко определяются

$$\sigma_r = 0, \quad \text{а} \quad \sigma_\theta = 2P.$$

Следовательно, максимальная концентрация напряжений на контуре выработки круглого сечения в условиях гидростатической нагрузки равна двум.

Изменение напряжений на контуре выработки в зависимости от величины бокового давления хорошо иллюстрируется эпюрами, показанными на рис. 4.15. При $Q = 0,25 P$, т. е. при небольшом боковом давлении в кровле выработки возникает зона с растягивающими напряжениями. Она исчезает, если увеличивается боковой распор. С увеличением бокового распора улучшаются условия поддержания выработки, так как в ее кровле исчезают опасные растягивающие напряжения, которым горные породы сопротивляются в 8—10 раз хуже, чем сжимающим.

Главные нормальные напряжения вблизи выработки действуют совсем в иных направлениях, чем в нетронутом массиве горных пород. Напряжения как бы обтекают сечение выработки. Направления, в которых они действуют, изображаются в виде так называемых изостат (рис. 4.16).

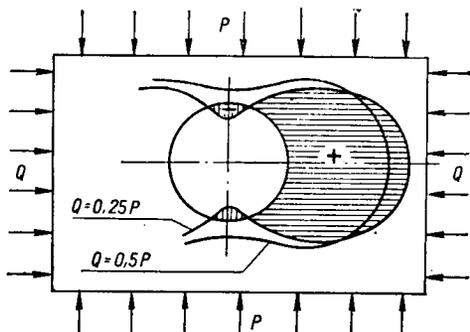


Рис. 4.15. Эпюры напряжений касательных к контуру выработки круглого сечения при давлении, равном 0,5 и 0,25 вертикального давления.

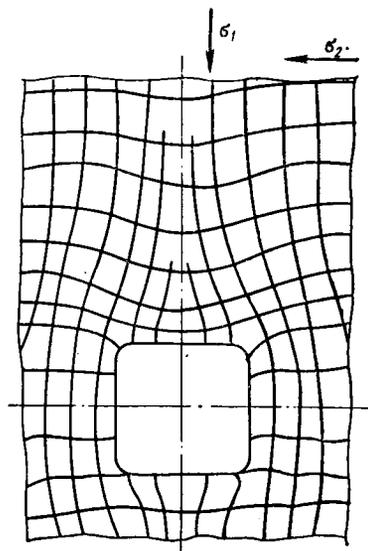


Рис. 4.16. Изостаты вокруг выработки прямоугольного сечения.

В этих условиях уже нельзя главные направления обозначить σ_2 , σ_x , поскольку направления действия напряжений не совпадает с направлением координатных осей. Приняты обозначения σ_{\max} и σ_{\min} (иногда σ_1 и σ_2).

Важной является зависимость напряжений на контуре выработки от ее диаметра. Особенно просто это проследить в условиях гидростатического напряжения, когда концентрация напряжения у стенок равна 2 независимо от диаметра. Значит, с точки зрения устойчивости безразлично, проходить ли выработку диаметром 3 м или 10 м. Таким образом, напряжения на контуре выработки вообще не зависят от ее диаметра.

Обычно кажется, что чем меньше диаметр выработки, тем она устойчивее. Однако можно привести такой пример. На руднике прошли два наклонных ствола на небольшом расстоянии один от другого. Зоны концентрации напряжений вокруг этих выработок пересекались. В зоне между выработками возникли такие напряжения, что целик разрушился. Крезь в выработках испытывала большое давление и деформировалась. После того как породы разрушились в большой зоне, охватившей обе выработки, нагрузка на крепь уменьшилась.

Следовательно, зона большого диаметра оказалась устойчивее.

Рассмотрим поле напряжений в толще пород, окружающих выработку. Линии равных главных напряжений σ_{\min} и σ_{\max} показаны на рис. 4.17. Картина симметрична. Ради компактности в верхней части рисунка обозначены линии напряжений σ_{\max} , а в нижней — напряжений σ_{\min} . На рисунке показана не абсолютная величина этих напряжений, а их концентрация, т. е. отношение величины напряжений, возникающих вокруг выработки, к напряжениям, которые имелись до появления выработки, т. е. напряжениям, равным γH .

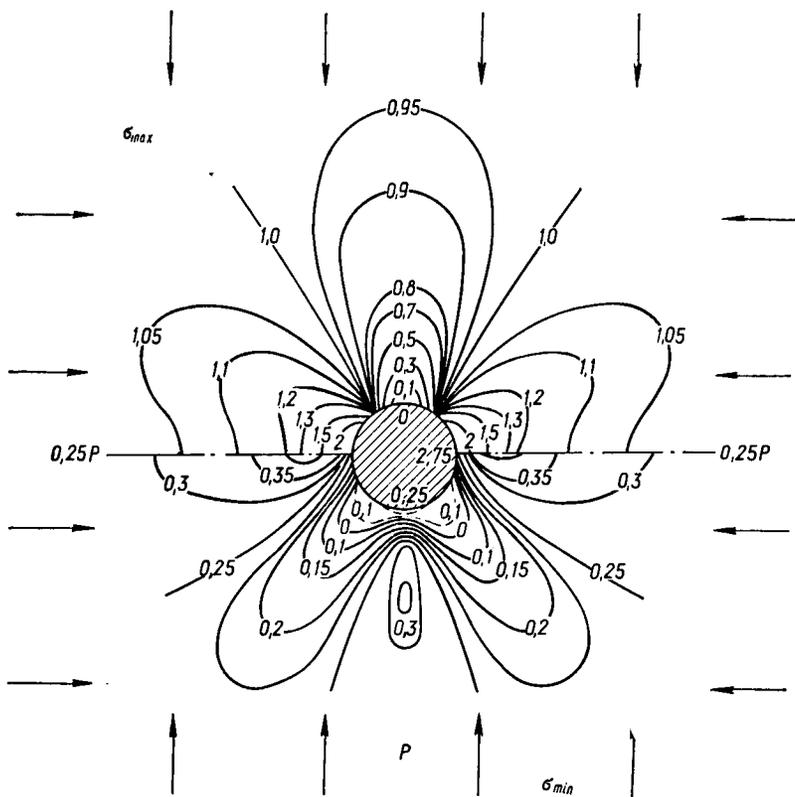


Рис. 4.17. Линии равной концентрации главных нормальных напряжений σ_{\max} и σ_{\min} вокруг выработки круглого сечения.

Анализ линий равных напряжений позволяет сделать следующие выводы.

1. На расстоянии, равном 3—4 диаметрам выработки, поле напряжений вокруг выработки изменено по отношению к напряжениям, имевшимся до ее проведения. На расстояниях больших, чем четыре диаметра, коэффициент концентрации напряжений σ_{\max} приближается к единице, а напряжений σ_{\min} — к 0,25, т. е. величине, бывшей здесь до проведения выработки.

2. В кровле и почве выработки наблюдается значительная зона пониженных напряжений σ_{\max} .

Напряжения σ_{\min} в кровле и почве меняют знак и становятся растягивающими (пунктирная линия на рис. 4.17). Максимальная величина концентрации их равна 0,25, т. е. напряжения здесь такие же, как в нетронутом массиве, но знак их изменился, они стали растягивающими. Через зону с нулевыми напряжениями сжимающие напряжения переходят в растягивающие.

3. У боковых стенок выработки возникает зона концентрации напряжений σ_{\max} . Максимальная величина концентрации напряжений на контуре равна 2,75. Напомним, что в условиях гидростатического

нагрузки при $P = Q$ максимальная концентрация напряжений была равна 2. В рассматриваемом случае $Q = 0,2P$, поэтому концентрация напряжений выше.

Закономерности формирования поля напряжений вокруг выработки различного сечения имеют общие черты. Во всех случаях, в кровле и почве выработок создается зона пониженных напряжений σ_{\max} , а у стенок — зона концентрации этих напряжений, которую иногда называют зоной опорного давления. Зону пониженных напряжений именуют зоной разгрузки.

4.3.3. Напряжения вокруг выработки прямоугольного сечения

Задача о распределении напряжений вокруг горной выработки прямоугольного сечения решена в теории упругости, но окончательные выражения сложны и не дают возможности произвести анализ так просто, как в случае с выработкой круглого сечения.

Рассмотрим сначала общую картину поля напряжений с помощью фотоупругости. На рис. 4.18 приведена картина полос (линий равных тангенциальных напряжений) вокруг выработки прямоугольного сечения при боковом отпоре, равном $\frac{1}{3}$ вертикального давления. На рис. 4.19 даны эпюры напряжений σ_1 , σ_2 и τ вдоль вертикальной и горизонтальной осей выработки прямоугольного сечения.

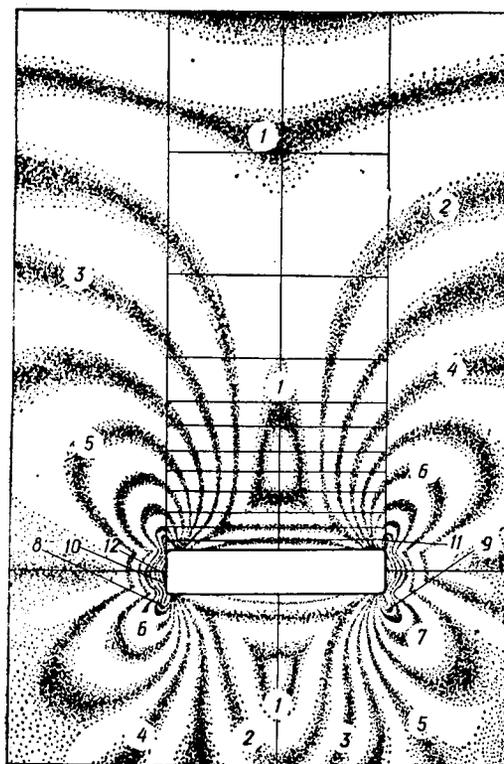


Рис. 4.18. Картина полос вокруг выработки прямоугольного сечения, расположенной недалеко от поверхности земли. Цифрами 1—12 показан порядок полос.

Сравним общие закономерности изменения этих напряжений с напряжениями в нетронутом массиве. Картина полос наглядно свидетельствует о том, что в кровле выработки имеется большая зона с пониженными напряжениями τ_{\max} . Порядок полос здесь 1—2. В боковых стенках, наоборот, наблюдается большая концентрация напряжений. Здесь порядок полос повышается до 12. Напряжения σ_1 на контуре кровли равны нулю, а у вертикальных стенок возникает максимальная концентрация (см. рис. 4.19). Напряжения σ_2 в кровле выработки меняют знак и становятся растягивающими.

Сравним общие закономерности изменения этих напряжений с напряжениями в нетронутом массиве. Картина полос наглядно свидетельствует о том, что в кровле выработки имеется большая зона с пониженными напряжениями τ_{\max} . Порядок полос здесь 1—2. В боковых стенках, наоборот, наблюдается большая концентрация напряжений. Здесь порядок полос повышается до 12. Напряжения σ_1 на контуре кровли равны нулю, а у вертикальных стенок возникает максимальная концентрация (см. рис. 4.19). Напряжения σ_2 в кровле выработки меняют знак и становятся растягивающими.

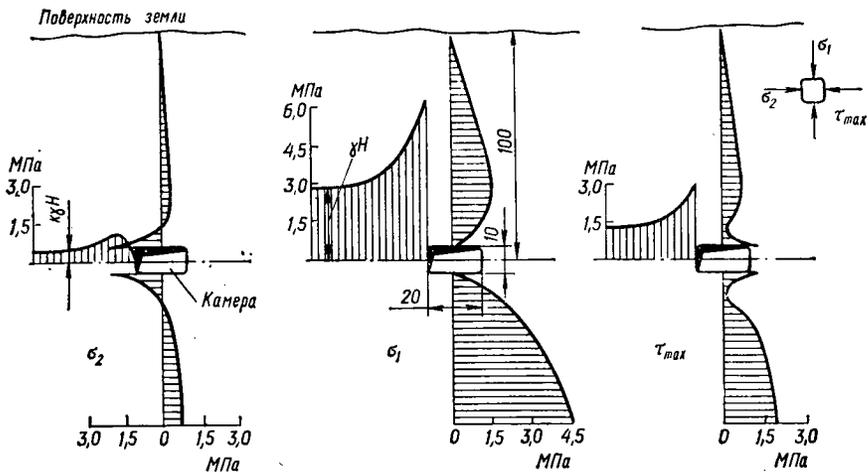


Рис. 4.19. Эпюры напряжений σ_1 , σ_2 и τ_{\max} вдоль вертикальной и горизонтальной осей симметрии выработки прямоугольного сечения.

Разрушение выработки может произойти у вертикальных стенок под действием высоких сжимающих напряжений и высоких тангенциальных напряжений. В кровле — под действием растягивающих напряжений. Пока мы не рассматривали напряжений в углах выработок. Оказывается, что радиус закругления углов имеет большое значение.

В некоторых случаях наиболее опасные напряжения могут возникнуть именно в углах выработки. Большое влияние на возникновение напряжений в углах квадратного отверстия оказывает радиус закругления углов¹. Эта задача имеет математическое решение для случая, когда в нетронutom массиве боковой отпор равен вертикальному давлению. Концентрация напряжений в углах прямоугольного отверстия в зависимости от радиуса закруглений графически показана на рис. 4.20.

Половина стороны квадратного отверстия обозначена через a , а радиус закруглений выражен в долях от этой величины. Когда радиус закругления приближается к размеру половины стороны, концентрация напряжений стремится к 2, т. е. к величине, которая будет при круглом сечении. По мере уменьшения радиуса концентрация напряжений увеличивается и стремится к бесконечности. Таким образом, напряжения в углах выработки могут достигнуть очень больших значений. Напряжения на контуре прямоугольного отверстия нужно рассматривать в зависимости от радиуса закругления в углах. При сравнительно небольшом радиусе закруг-

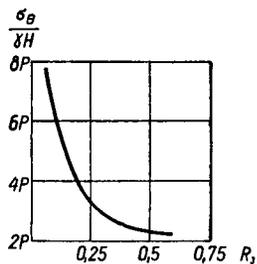


Рис. 4.20. Зависимость концентрации напряжений σ_0 в углах выработки квадратного сечения от радиуса закругления углов R_3 , выраженного в долях от половины стороны:

a — половина стороны, P — напряжения в нетронutom массиве пород, σ_0 — напряжения, перпендикулярные радиусу-вектору.

¹ См.: Айзаксон Э. Давление горных пород в шахтах. — М.: Госгортехиздат, 1961. — 175 с.

Таблица 13. Зависимость концентрации напряжений σ_{\max} вокруг выработки от соотношения сторон

Характер нагружения	Отношение ширины выработки к высоте				
	1 : 20	1 : 5	1 : 1	5 : 1	20 : 1
Одностороннее сжатие (боковой отпор равен нулю)	1,02	1,2	1,9	3	5
Двухстороннее сжатие (боковой отпор равен вертикальному давлению)	0,77	0,96	1,64	2,6	5

ления углов, равном 0,16 а, концентрация напряжений в углах составляет около четырех.

Очень важной является зависимость напряжений вокруг выработки прямоугольного сечения от отношения сторон. Линии равных напряжений σ_{\max} и σ_{\min} для выработок с разным пролетом показаны на рис. 4.21. У выработки, вытянутой в горизонтальном направлении, в кровле и почве имеется большая зона пониженных напряжений σ_{\max} и высоких растягивающих напряжений σ_{\min} .

Если такую же выработку развернуть на 90°, т. е. вытянуть по вертикали, то в стенах концентрации напряжений нет. Кроме того, растягивающие напряжения в кровле исчезают¹.

Влияние соотношения сторон на концентрацию напряжений показано в табл. 13.

Из этой таблицы следует, что вытягивание сечения горной выработки по вертикали не только не увеличивает концентрацию напряжений, но даже уменьшает ее.

Важное практическое следствие заключается в том, что увеличение высоты камер не вызывает изменения напряжений вокруг них. На ряде предприятий высота камер увеличена до 200—250 м, в то время как на других рудниках высота камер по-прежнему составляет 40—60 м.

Рассмотрим зависимость изменений в поле напряжений от формы кровли камер. Ранее было показано, что в кровле выработки прямоугольного сечения имеются растягивающие напряжения. Придавая кровле сводчатую форму, мы как бы вырезаем зону растягивающих напряжений и таким путем повышаем устойчивость выработки. Кроме того, исчезает высокая концентрация тангенциальных напряжений в верхних углах сечения.

4.3.4. Поддержание вмещающих пород целиками

В результате выемки полезного ископаемого в толще залежи образуются полости — камеры. Целиками называют участки рудного тела временно или постоянно оставленные между камерами с целью поддержания вмещающих пород. При разработке горизонтальных и

¹ Динник Л. Н., Моргаевский А. Б., Савин Г. Н. Распределение напряжений вокруг подземных горных выработок // Тр. совещ. по упр. горн. давлением.— М., 1938.— 42 с.

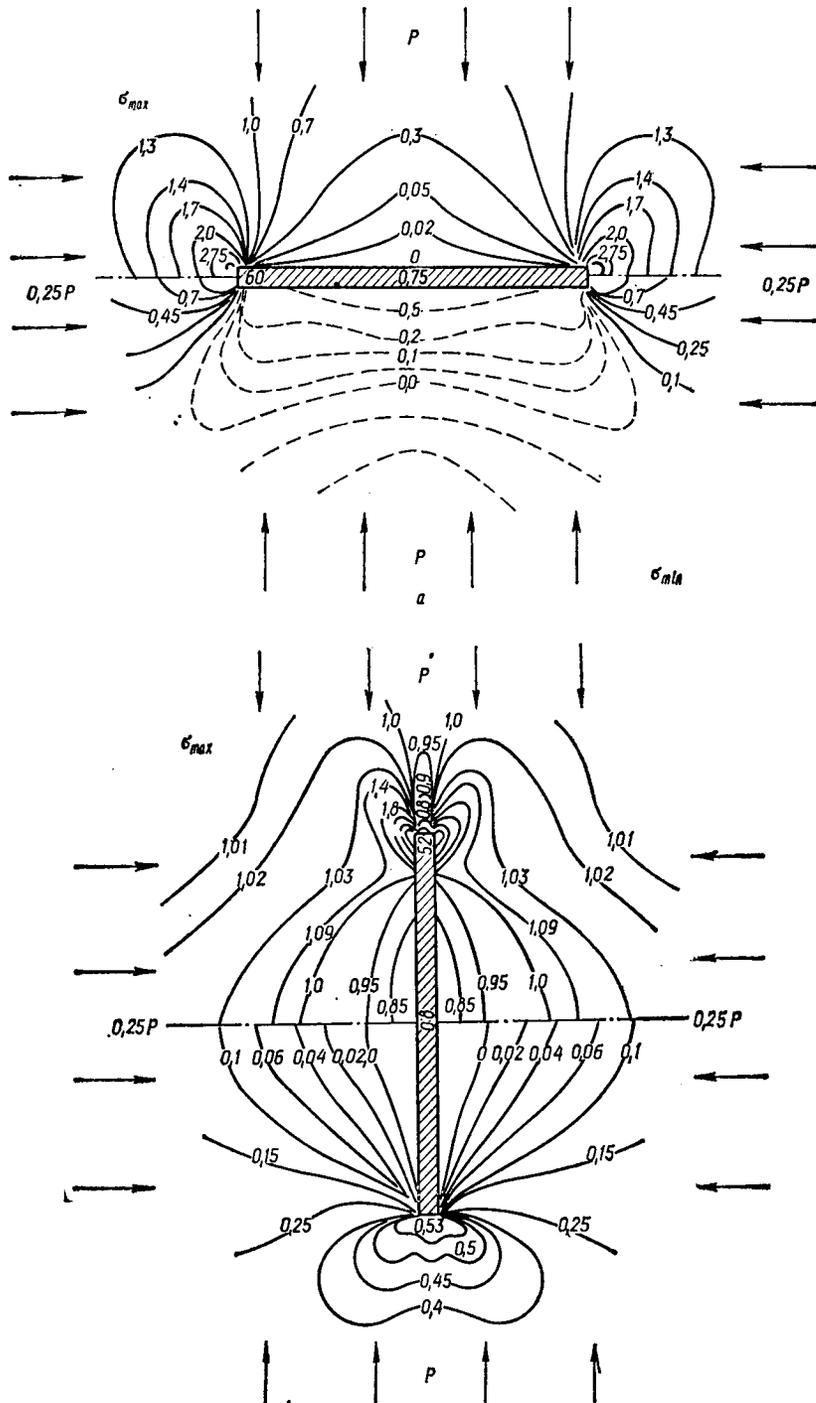


Рис. 4.21. Линии равной концентрации напряжений σ_{max} и σ_{min} вокруг вырезки прямоугольного сечения при различном отношении сторон.

пологих месторождений целикам придают форму столбов круглого или прямоугольного сечения или сплошных стен (ленточные целики). Диаметр столбообразных целиков обычно 3—5 м. Ширина ленточных целиков — 10—20 м.

При разработке крутых залежей конфигурация целиков более сложная. По простиранию камеры разделяют междукамерными целиками. По конструктивным соображениям минимальная ширина таких целиков равна 6—8 м. По условиям прочности ширина междукамерных целиков достигает 15—20 м. По падению камеры разделяют междуэтажными целиками, которые состоят из потолочины и днища. *Потолочина* — это часть междуэтажного целика от почвы выработок вентиляционного горизонта до кровли нижерасположенной камеры. Толщина потолочины при разработке мощных месторождений составляет 8—12 м. *Днище* — это часть междуэтажного целика от выработок вентиляционного или откаточного горизонта до почвы вышележащей камеры. Толщина днища 8—15 м. Таким образом, общая толщина (высота) междуэтажного целика довольно значительна (16—20 м).

При разработке тонких жильных месторождений днищ иногда не делают, а потолочины оставляют толщиной 4—5 м.

Итак, при разработке месторождений камерными системами управление горным давлением сводится к выбору пролета камер и размера целиков, удовлетворяющих условиям прочности.

4.3.5. Определение размеров камер и целиков, отвечающих условиям прочности

Рассмотрим сначала ленточные целики и камеры при разработке горизонтального пласта. В этом случае задача решается как плоская, т. е. можно мысленно вырезать пластинку в направлении, перпендикулярном длинной оси целиков и рассматривать напряжения в такой пластинке. Задача сводится к рассмотрению поля напряжений в плоскости, ослабленной несколькими отверстиями.

Напряжения в целиках изучены методом фотоупругости. Картина полос и эпюры напряжений σ_1 , σ_2 и τ_{\max} свидетельствуют, прежде всего, о том, что над камерами образуется зона понижения тангенциальных напряжений, а в целиках и стенках камер — высокая концентрация этих напряжений (рис. 4.22). Из эпюр видно, что напряжения по сечению целика распределены неравномерно.

В таких условиях нельзя рассчитывать на прочность пролеты камер, пользуясь простыми методами сопротивления материалов. Для решения этой задачи необходим более сложный аппарат теории упругости. В настоящее время применяют метод конечных элементов, который позволяет определить напряжения в кровле камер и целиках. Расчет ведут с помощью ЭВМ. Значительное количество расчетов для определения напряжений в подземных конструкциях произведено с помощью программы «Мираж»¹. Есть и другие программы.

Суть метода конечных элементов состоит в том, что предварительно задаются размеры подземной конструкции, затем исследуемую область

¹ Горолеецкий А. С., Павловский В. Э. Инструкция к программе «Мираж». — К.: Гипрохиммаш, 1973. — 93 с.

делят на отдельные элементы (рис. 4.23). По боковым и нижним граням области задают отсутствие перемещений, а к верхней грани в узлах прилагают силы, соответствующие весу вышележащей толщи пород. Затем вычисляют перемещения и напряжения в каждом элементе. Для этого пришлось бы составить и совместно решить несколько сотен линейных уравнений. Эту трудоемкую работу выполняет ЭВМ. Программа «Мираж» предусматривает составление и решение уравнений, определяющих напряжения в каждом элементе. Исходными данными для этого являются упругие характеристики материала (модуль упругости и коэффициент Пуассона), внешняя нагрузка, координаты отдельных элементов и предварительно принятые размеры конструкции. В результате получаем напряжения в каждом элементе.

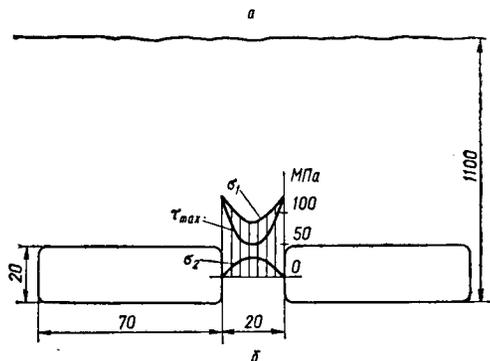
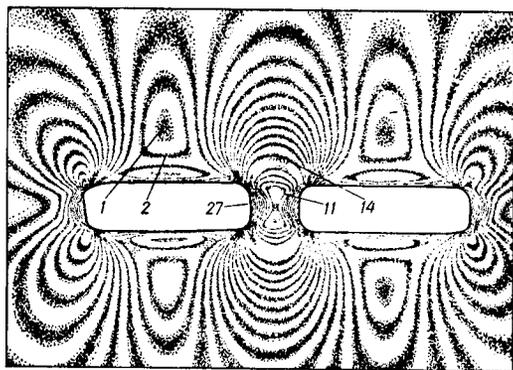


Рис. 4.22. Картина полос вокруг двух камер (а) и эпюры напряжений в междуканерном целике (б). Цифрами показан порядок полос.

Далее расчет ведут, как во всех других отраслях техники, т. е. подбирают такой пролет камер и размер целиков, чтобы напряжения в них были близки к допускаемым. Прочность кровли камер оценивают по возникающим в них растягивающим напряжениям, а целиков по сжимающим напряжениям. Методом конечных элементов широко пользуются для расчета различных строительных конструкций.

Далее расчет ведут, как во всех других отраслях техники, т. е. подбирают такой пролет камер и размер целиков, чтобы напряжения в них были близки к допускаемым. Прочность кровли камер оценивают по возникающим в них растягивающим напряжениям, а целиков по сжимающим напряжениям. Методом конечных элементов широко пользуются для расчета различных строительных конструкций.

Кроме метода конечных элементов применяют также метод упругих потенциалов, который можно реализовать с помощью программы «Потенциал», составленной для ЭВМ типа ЕС. Автор программы профессор Ю. В. Верюжский (Киевский строительный институт). Программы можно получить в библиотеке программ.

Для предварительного суждения о величине растягивающего напряжения в плоской кровле камер при разработке горизонтальных и пологих залежей можно воспользоваться графиками, показанными на рис. 4.24. Они составлены на основании расчетов, сделанных методом конечных элементов. Следует иметь в виду, что придание кровле сводчатой формы значительно снижает величину растягивающих напряжений и в таком случае данные графики неприемлемы.

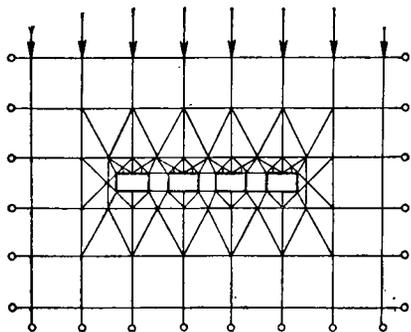


Рис. 23. Схема к расчету пролетов камер и целиков методом конечных элементов.

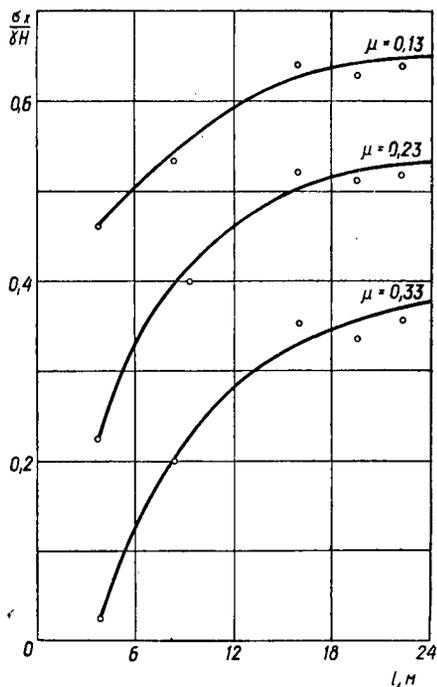


Рис. 4.24. Зависимость концентрации растягивающих напряжений σ_x в кровле камер от их пролета l .

В простейшем случае, когда целики оставлены при разработке горизонтальной или пологой залежи, их легко можно рассчитать на прочность, если известен пролет камер.

Вполне естественно предположить, что если залежь имеет в плане большие размеры, то целики являются средством, поддерживающим всю вышележащую толщу пород, следовательно, целики работают на

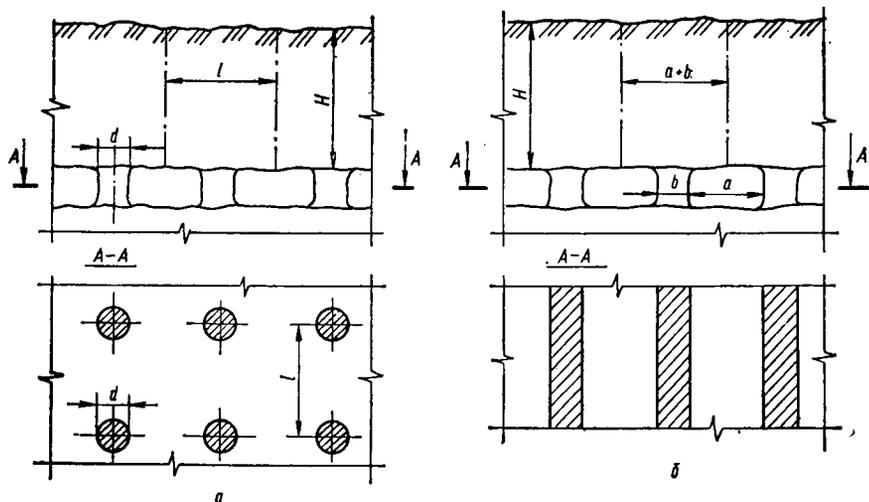


Рис. 4.25. Схемы к расчету на прочность целиков: а — круглого сечения, б — ленточных.

сжатие силами, которые равны весу этой толщи. Собственный вес целиков учитывается, если высота их значительна и вес самих целиков представляет ощутимую величину по сравнению с весом толщи пород над ними.

Такой метод расчета был предложен в 30-х годах акад. Л. Д. Шевяковым. Возникает один лишь вопрос — справедлив ли этот способ расчета для целиков, находящихся у границы залежи, и можно ли в этом случае считать, что целики воспринимают вес всей вышележащей толщи пород?

Методом фотоупругости был исследован ряд моделей с разным количеством целиков. Анализ эпюр напряжений показал, если целики расположены недалеко от границы залежи, то напряжения в них меньше максимально возможных на 8—10 %. Эта величина лежит в пределах точности подобных расчетов, значит можно считать, что во всех случаях нагрузки на целики определяются полным весом вышележащей толщи пород.

Приведем расчетную формулу для определения диаметра целиков круглой формы. По аналогии может быть получена формула для определения ширины ленточных целиков. Расчетные схемы приведены на рис. 4.25.

Площадь кровли, поддерживаемая одним целиком, $S = l^2$, где l — расстояние между осями целиков, м.

Предположим, что целики расположены по квадратной сетке, т. е. расстояние между осями целиков по простиранию и вкрест простирания одинаково.

Нагрузка на один целик

$$P = l^2 \gamma H.$$

Сжимающие напряжения в целике:

$$\sigma_{сж} = \frac{P}{F} = \frac{4l^2 \gamma H}{\pi d^2},$$

где d — диаметр; F — площадь сечения целика, γ — объемный вес пород.

Отсюда получим диаметр целика, отвечающий условиям прочности, приняв $\sigma_{сж}$ равным допускаемому напряжению на сжатие для руды:

$$d = 2l \sqrt{\frac{\gamma H}{[\sigma_{сж}] \pi}}.$$

При ленточных целиках напряжения в них равны

$$\sigma_{сж} = \frac{b + a}{b} \gamma H,$$

где a — ширина камеры, м; b — ширина целика, м.

Отсюда ширина ленточного целика

$$b = \frac{a \gamma H}{[\sigma_{сж}] - \gamma H}.$$

При определении допускаемого напряжения на сжатие принимают запас прочности порядка трех и, кроме того, учитывают коэффициент структуры пород.

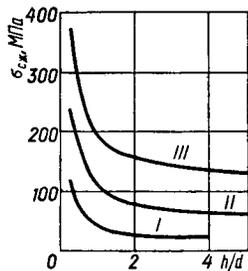


Рис. 4.26. Зависимость разрушающей нагрузки на сжатие от высоты h и диаметров образцов d : I — известняк при одноосном сжатии, II — то же при боковом давлении 30 МПа, III — известняк крупнозернистый при боковом давлении 30 МПа.

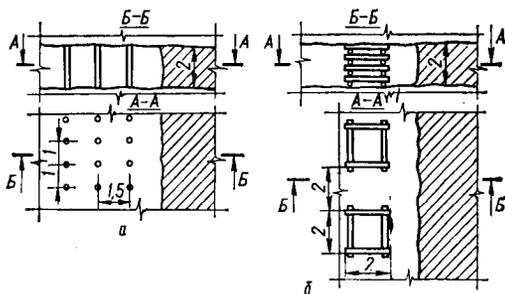


Рис. 4.27. Поддержание выработанного пространства при разработке горизонтальных залежей: а — креп в виде стоек, б — костровая крепь.

Исследования напряжений в целиках различной высоты проводились методом фотоупругости, моделированием на эквивалентных материалах и путем испытаний на сжатие кернов с различным отношением высоты к диаметру. В условиях, когда высота целиков превышала их ширину, установлено, что напряжения по всей высоте целиков, кроме приконтактной зоны, распределены равномерно и с увеличением высоты не изменяются.

Если наоборот, ширина целиков больше их высоты, то существенное влияние на прочность целиков могут оказать силы трения и сцепления в местах примыкания целиков к кровле и почве. Кроме того, материал целиков начинает работать в условиях объемного напряженного состояния. Все это существенно повышает прочность. Проводились специальные исследования, чтобы установить степень влияния условий на контуре образцов на их прочность¹. Результаты этих исследований показаны на рис. 4.26. Можно утверждать, что если высота образца или целика в 1,5 раза и более превышает его диаметр, то условия на контуре на прочность целика не влияют. Если высота целика меньше, чем 1,5 диаметра, прочность целика существенно возрастает по мере уменьшения его высоты.

Высота целика может оказать отрицательное влияние на его прочность только в случае появления продольного изгиба. Это явление может возникнуть, если высота целика будет больше его диаметра в 10 и более раз. Такие условия редко встречаются в горной практике, но если они возникают, то требуется дополнительный расчет целиков на устойчивость².

¹ Кунтыш М. Ф. О влиянии размера образцов горных пород на их прочность в условиях объемного сжатия // Горн. журн.— 1973.— № 5.— С. 2.

² Борисенко С. Г., Хмарский В. В. Расчет междукамерных целиков на устойчивость // Горн. журн.— 1978.— № 10.— С. 21.

4.3.6. Поддержание выработанного пространства крепью

При разработке горизонтальных и пологих залежей мощностью до 3 м применяют крепь в виде стоек, крепежных рам или костров (рис. 4.27). При большой мощности поддержание возможно лишь целиками. Кровлю иногда крепят штанговой крепью или штанговой крепью в сочетании с сеткой и слоем торкретбетона толщиной 2—3 см.

Эти виды крепи позволяют поддерживать выработанное пространство на сравнительно небольшом участке. После продвижения работ за пределы этого участка производят обрушение кровли или оставляют целики. Таким образом сочетаются различные способы управления горным давлением.

При разработке крутых месторождений применяют распорную крепь, усиленную распорную крепь или станковую крепь (рис. 4.28). Распорную крепь можно устанавливать при мощности залежи до 3 м, а усиленную распорную крепь — при мощности до 5—6 м.

Станковая крепь представляет собой пространственную систему из станков высотой 1,8—2,0 м и размером в плане 1,5 × 1,5. Станки сочетаются один с другим и могут быть применены при любой мощности залежи. После отработки 1—2 слоев пространство, закрепленное станками, обычно заполняют закладкой.

В настоящее время станковую деревянную крепь не применяют.

4.3.7. Поддержание выработанного пространства закладкой

Закладкой называют заполнение выработанного пространства материалом, не содержащим полезных компонентов. Для закладки применяют дробленную породу, добытую на поверхности или под землей, песок, хвосты обоганительных фабрик, шлак.

Нередко применяют смесь из нескольких материалов. Так, песок и молотый гранулированный шлак при небольшой добавке цемента дают такой материал для закладки, который со временем твердеет.

Способы ведения закладочных работ можно классифицировать по различным признакам. По времени проведения закладочных работ различают закладку последующую и закладку одновременную с ведением очистных работ. Последующая закладка заключается в том, что после полной отработки камеры ее заполняют закладкой. Закладка одновременная с ведением очистных работ сводится к тому, что после выемки

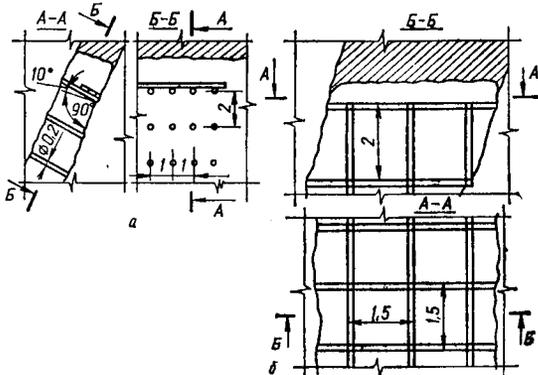


Рис. 4.28. Поддержание выработанного пространства при разработке крутых залежей: а — распорная крепь, б — станковая крепь.

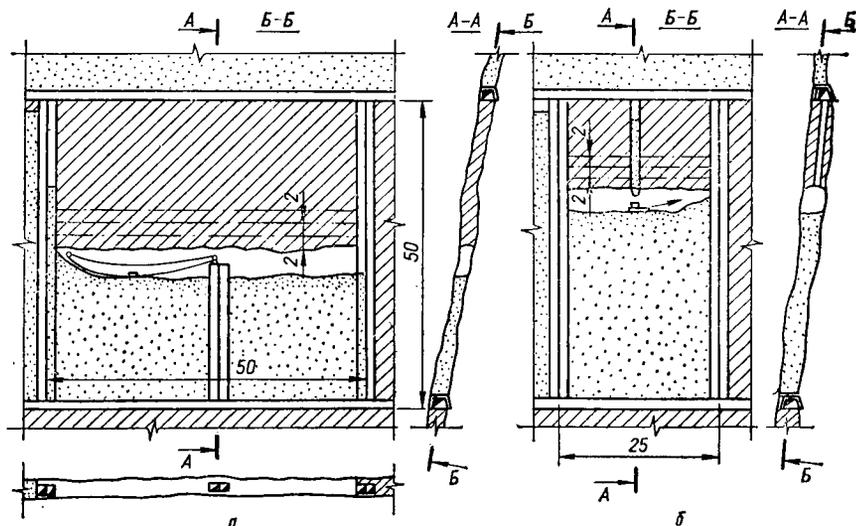


Рис. 4.29. Схемы ведения закладочных работ:

а — с помощью скреперной лебедки, б — с помощью метательной машины.

небольшого объема руды подают закладку. Закладочные работы являются одним из элементов цикла очистных работ.

По способу подачи закладочного материала различают закладку сухую и гидравлическую. Сухая закладка подается самотеком или с помощью тех или иных транспортных средств и разравнивается, распределяется в камере скрепером или закладочной машиной. Гидравлическая закладка подается по трубопроводам в виде смеси твердых частиц с водой.

Разновидностью гидравлической является твердеющая закладка, которая через некоторое время после укладки затвердевает как бетон или строительный раствор.

По способу распределения в выработанном пространстве различают закладку скреперную, пневматическими машинами, метательными машинами.

Закладка скреперная и с помощью машин заключается в том, что закладочный материал подают по выработкам вентиляционного горизонта с помощью электровозного транспорта, затем по восстающему самотеком спускают до горизонта, на уровне которого нужно произвести закладку. Длина блока обычно 20—50 м, поэтому в пределах блока закладочный материал нужно транспортировать какими-либо средствами. Обычно для этого применяют скреперные лебедки (рис. 4.29). Это удобно по ряду соображений: скреперная лебедка — простой, дешевый и широко распространенный механизм; он обычно уже имеется в блоке для доставки руды. Недостатком является довольно низкая производительность скреперных установок — около 50 м³ в смену. Также можно применять погрузочно-доставочные машины.

В пределах блока закладку можно распределить метательной машиной. Закладочный материал подается на небольшой конвейер, с которого он сбрасывается и пролетает 10—15 м (рис. 4.30).

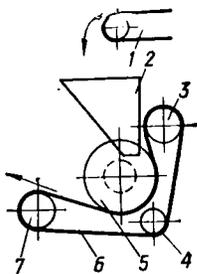


Рис. 4.30. Схема метательной закладочной машины:

1 — конвейер, 2 — бункер, 3 — приводной барабан, 4 — отклоняющий барабан, 5 — нажимной барабан, 6 — лента, 7 — сбрасывающий барабан.

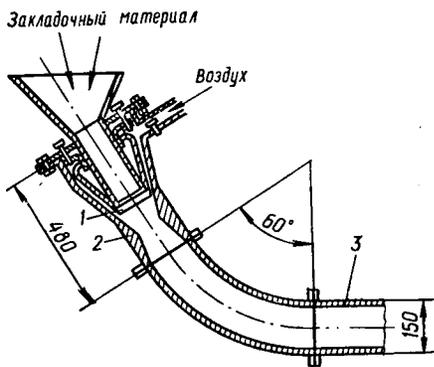


Рис. 4.31. Закладочная установка, работающая от воздушной сети рудника:

1 — корпус, 2 — сопло, 3 — закладочный трубопровод.

Метательные машины не получили широкого распространения, поскольку мало расстояние доставки закладочного материала и довольно трудоемко перемещение их с одного слоя на другой.

Закладку пневматическую применяют в двух вариантах в зависимости от типа закладочных машин. Стационарные пневматические закладочные машины позволяют транспортировать материал по трубам на расстояние до 800—1000 м. Такие машины устанавливают в выработках вентиляционного горизонта возле ствола шахты, по которому закладочный материал самотеком подается с поверхности. По выработкам вентиляционного горизонта прокладывают трубопровод к блокам, где нужно вести закладку.

Существуют пневматические закладочные машины, позволяющие транспортировать материал лишь на небольшое расстояние (до нескольких сотен метров). Они работают либо на сжатом воздухе, либо представляют собой трубопровод с вентилятором (рис. 4.31).

Пневматическая закладка на рудниках не получила распространения из-за большого расхода воздуха, дороговизны пневматической энергии, высокой запыленности воздуха.

Сухая закладка обладает большой усадкой, достигающей 20—25 %, через некоторое время приходится производить дозакладку блоков.

Гидравлическая закладка заключается в том, что закладочный материал смешивают с водой в отношении 1 : 3 или 1 : 4 и по трубам подают в выработанное пространство. Для гидравлической закладки можно применить любые из указанных ранее закладочных материалов, но наиболее удобны песок, гранулированный шлак и хвосты обогащенных фабрик.

Общая схема закладочной установки может быть двух типов. Первый — когда смесительная площадка помещается на поверхности, и второй — с подземной смесительной площадкой.

Смесительную площадку размещают на поверхности при глубине работ до 200—300 м, а при большей глубине — под землей. Общая схема закладочной установки со смесительной площадкой на поверх-

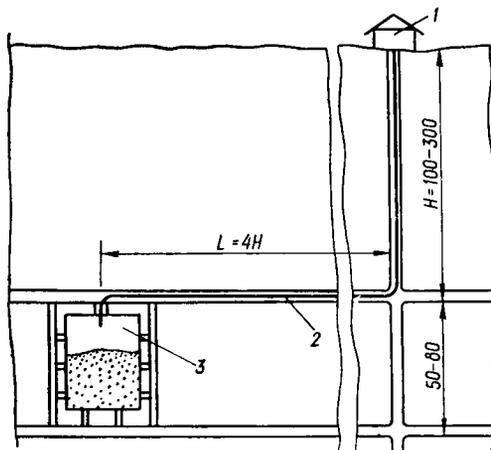


Рис. 4.32. Общая схема гидрозакладочной установки:
1 — помещение смесительного устройства, 2 — закладочный трубопровод, 3 — блок, где ведут закладочные работы.

смыв материала. Заканчивают работу также промывкой трубопроводов. При избыточном количестве твердого, недостаточной скорости движения пульпы, плохой сборке труб могут образовываться пробки. Ликвидируют их промывкой водой, а если это не удастся, разбирают трубы и чистят их.

Смесительная площадка и блок, где ведутся закладочные работы, соединены прямой телефонной связью.

Подготовка блока к закладке заключается в изоляции его перемычками, дренирующими воду и задерживающими твердые частицы. Их делают из бревен и досок. Ведутся опыты по созданию перемычек из резиновых баллонов, наполненных воздухом или водой.

Подземная смесительная площадка состоит из платформы, на которую по восстающему поступает материал (рис. 4.33). Платформы имеют уклон $10-25^\circ$. Водопровод подведен к монитору, которым смывают закладочный материал и, кроме того, к воронке, чтобы можно было дополнительно регулировать количество воды, поступающей в закладочный трубопровод.

Гидравлическая закладка растекается почти горизонтально. Усадку она дает небольшую — всего несколько процентов. Недостатком гидравлической закладки является обводнение и заиливание откаточ-

ности показана на рис. 4.32. Закладочный материал подают на площадку, струей воды из монитора его смывают в воронку, из которой он поступает в вертикальный став закладочного трубопровода. Далее по горизонтальному трубопроводу, уложенному в выработках вентиляционного горизонта, пульпа направляется к месту укладки. По горизонтальной части трубопровода пульпа движется за счет гидростатического напора.

Трубы стальные. Иногда, для уменьшения износа, их футеруют резиной или керамикой. Перед началом работы трубы промывают и заполняют водой. Потом начинают

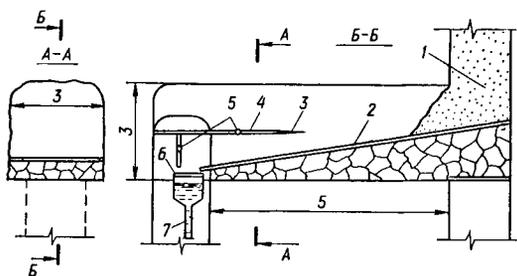


Рис. 4.33. Подземная смесительная площадка для гидрозакладки:
1 — закладочный материал, 2 — площадка, 3 — монитор, 4 — водопровод, 5 — вентили, 6 — приемная воронка, перекрытая решеткой, 7 — закладочный трубопровод.

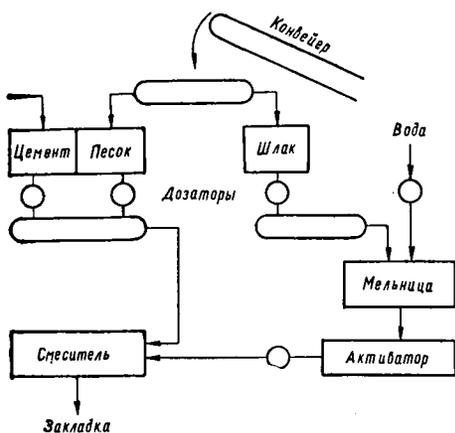


Рис. 4.34. Схема комплекса аппаратов для приготовления твердеющей закладки.

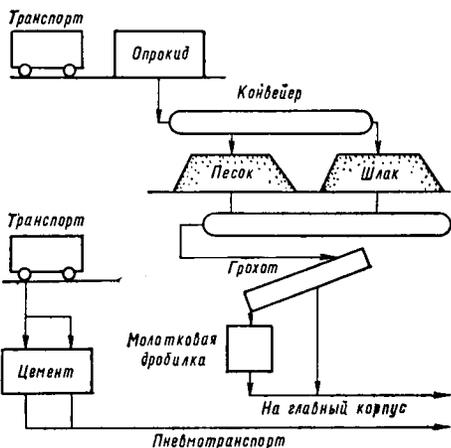


Рис. 4.35. Схема складского хозяйства для приготовления твердеющей закладки.

ных выработок, куда вода и илистые частицы проникают сквозь пере-
мычки. Однако, несмотря на это, гидравлическая закладка получила
некоторое распространение.

Твердеющая закладка, имеющая вид строительного
раствора, состоит из песка, молотого шлака и небольшого количества
цемента. На Запорожском железорудном комбинате принят следующий
состав твердеющей закладки, кг: песок — 1300, шлак молотый — 450,
цемент — 20. Для ее приготовления на поверхности строят специаль-
ные сооружения, состоящие из складского хозяйства и корпуса, в ко-
тором ведется измельчение шлака, смешивание его с другими материа-
лами и водой (рис. 4.34). В складском хозяйстве есть емкости для хра-
нения определенного запаса материалов и транспортные средства для
передачи его в главный корпус (рис. 4.35).

Твердеющую закладку так же, как и гидравлическую, транспор-
тируют по трубам. Вертикальный став труб размещают в скважине
или стволе шахты. Целесообразно пробурить скважину из главного
корпуса, в котором готовят закладку, до горизонта, где ведут закла-
дочные работы.

Пробки из твердеющей закладки ликвидировать еще труднее, чем
из гидравлической закладки. Для промывки засорившихся трубопро-
водов применяют насосы, развивающие большое давление. Если про-
мыть трубы не удастся, их разбирают и закладку удаляют с помощью
бурового станка.

Через 2—3 месяца закладка затвердевает настолько, что разрушаю-
щее напряжение на сжатие составляет 30—100 кг/см². Прочность
закладки можно изменять путем увеличения или уменьшения коли-
чества цемента или других вяжущих материалов. Кроме того, существенное влияние имеет степень измельчения шлака и продолжитель-
ность твердения.

Расчет закладочного трубопровода сводится к определению его
диаметра и расстояния по горизонтали, на которое может быть подана
пульпа при определенной высоте вертикального става труб.

Таблица 14. Длина труб, эквивалентная фасонной части, м

Фасонная часть	Диаметр труб, мм	
	150	200
Задвижка	2	3
Колено	1,3	2
Тройник	13	20

Диаметр трубопровода, см, равен

$$d = 200 \sqrt{\frac{Q}{vL}},$$

где Q — производительность установки, м³/ч;
 v — скорость движения пульпы, м/ч. Скорость движения пульпы не должна быть менее 3 м/с.
 Длина горизонтальной части трубопровода, м,

$$L = \frac{9,81 \cdot \gamma H}{P},$$

где H — высота вертикального става труб, м;
 γ — плотность пульпы, кг/м³; P — сопротивление движению пульпы, Па/м.

Сопротивление движению пульпы при шлако-песчаной твердеющей закладке 2500—3000 Па/м.

Закладочный трубопровод имеет фасонные части, создающие дополнительное сопротивление движению пульпы. Это компенсируется эквивалентным увеличением длины трубопровода (табл. 14).

Определенная выше длина трубопровода является суммой истинной длины и эквивалентной длины, учитывающей сопротивление фасонных частей.

Сочетание крепи с закладкой практикуют при разработке слабой, неустойчивой руды, залегающей среди слабых вмещающих пород. Крепью поддерживают забой, а затем, после отработки некоторого участка руды, подают закладку. В сочетании с закладкой можно применять крепь любого типа при разработке как крутых, так и пологих залежей.

4.3.8. Динамические проявления горного давления

При разработке месторождений полезных ископаемых иногда возникают динамические проявления горного давления (шелушение, отслоение, обрушение и выбросы горных пород). Эти явления приводят к разрушению выработок, а в некоторых случаях и к человеческим жертвам.

Различают следующие виды динамических проявлений горного давления.

С о б с т в е н н о г о р н ы й у д а р — явление, при котором мгновенно разрушается целик или часть массива. В горные выработки выбрасывается значительное количество руды или породы, сопровождающееся резким звуком, воздушной волной и тяжелыми последствиями. Упругие деформации пород вблизи очага разрушения вызывают сейсмические волны большой силы, распространяющиеся на десятки и сотни километров.

М и к р о у д а р — подобное явление, но в меньших размерах и без тяжелых последствий.

П р и т о л ч к а х порода разрушается в глубине массива без выброса в горную выработку.

С т р е л ь я н и е р у д ы или породы проявляется в виде

отскакивания от контура выработки линзообразных пластинок с резким звуком.

Причиной горных ударов является накопление потенциальной энергии упругого сжатия горных пород и ее мгновенное освобождение при разрушении горной породы в предельно напряженных областях. Для возникновения горного удара необходимо, чтобы горная порода обладала упругими свойствами и испытывала напряжения, составляющие 70—80 % от разрушающих. Наиболее высокая концентрация напряжений возникает не на контуре выработки, а на расстоянии 0,5—2 м от него в глубь массива, поскольку в результате ведения взрывных работ слой пород контура выработки нарушается, теряет упругие свойства и не несет нагрузки. В момент горного удара он выбрасывается в выработку.

Степень концентрации напряжений зависит от глубины работ, конфигурации горных выработок, упругих свойств пород, величины горизонтальной составляющей поля напряжений. Напряжения растут с увеличением глубины работ. Динамические явления в горных породах начинают появляться на глубине от 200 до 700 м в зависимости от свойств пород, характера горных работ, тектонических нарушений и величины горизонтальной составляющей поля напряжений. В горных породах с ясно выраженными пластическими или сыпучими свойствами горные удары не возникают. Путем натурных измерений установлено, что в Горной Шории, на Кольском полуострове, на Урале, в Норильском районе горизонтальная составляющая поля напряжений в нетронутым массиве в 1,5—3 раза больше, чем вертикальная. На рудниках, расположенных в этих районах, наблюдались динамические проявления горного давления.

На никелевых месторождениях (Норильск) на глубине 900 м наблюдалось шелушение пород и вывалы из кровли выработок. Максимальный объем вывалов достигал 140 м³. После обрушения кровля приобретала форму несимметричного свода высотой 2—2,5 м на участках длиной до 20 м.

На Таштагольском железорудном месторождении интенсивное заколообразование и стреляние горных пород появились на глубине 300 м. На глубине 600 м возникали толчки, микроудары и горные удары. Обычно они проявлялись в зоне очистных работ через 25—40 мин после массовых взрывов.

Проведен большой объем исследований по прогнозированию и предупреждению горных ударов. Создана геофизическая аппаратура для регистрации сейсмических явлений в шахтных условиях. Информация об интенсивности нарастания и спада микросейсмических явлений позволяет прогнозировать место, время и силу горного удара.

Для успешной разработки удароопасных месторождений необходимо соблюдать следующие условия.

1. Выемка руды прямолинейными забоями без оставления целиков в выработанном пространстве. Это исключает концентрацию напряжений в отдельных участках.

2. Закладка выработанного пространства или обрушение кровли.

3. Снижение горного давления путем опережающей надработки или подработки рудного тела. Горизонтальные напряжения в пологом

рудном теле могут быть снижены путем создания разрезной щели от почвы до кровли залежи.

4. Расположение подготовительных горных выработок за пределами зон концентрации напряжений.

5. Производство сотрясательных взрывов, нагнетания воды, бурение разгрузочных скважин для уменьшения способности горных пород к упругому деформированию и накоплению потенциальной энергии.

6. Применение в призабойном пространстве податливой крепи с достаточно высокой несущей способностью, чтобы снизить скорость деформирования пород.

5. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

5.1. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Системой разработки называют совокупность подготовительных, нарезных и очистных работ, осуществляемых в пределах блока с целью выемки полезного ископаемого.

В практике насчитывается более 200 систем разработки. Были приняты различные попытки их классификации. В частности, была попытка создать единую классификацию систем разработки всех полезных ископаемых как твердых, так и жидких. Однако такая классификация оказалась громоздкой и неудобной в использовании. Класси-

Таблица 15. Классификация систем разработки рудных месторождений

Классы	Наименования основных систем
1. Системы с открытым выработанным пространством	Камерно-столбовая система Камерная система с отбойкой руды из подэтажных выработок
2. Система с магазинированием руды	Система с магазинированием и отбойкой руды шпурами
3. Системы с закладкой	Система разработки горизонтальными слоями с закладкой
4. Системы с креплением	Системы разработки с распорной крепью
5. Системы с креплением и закладкой	Система со станковой крепью и закладкой
6. Системы с обрушением вмещающих пород	Столбовая система Слоевое обрушение
7. Системы с обрушением руды и смещающих пород	Подэтажное обрушение Этажное обрушение скважинами Этажное самообрушение

фицировали системы по направлению продвижения работ, по характеру подготовительных выработок и по другим признакам. Однако в настоящее время в большинстве литературных источников принята классификация по способу управления горным давлением.

Эта классификация предложена проф. Н. И. Тушковым и уточнена акад. М. И. Агошковым. По способу управления горным давлением системы разработки делятся на семь классов (табл. 15).

При дальнейшем описании систем разработки принят одинаковый порядок изложения: краткая формулировка сущности системы и условия ее применения, подготовительные и очистные работы, организация работ в блоке, способ управления горным давлением, схема проветривания блока в период развития очистных работ, основные правила безопасности, достоинства и недостатки системы.

Организация работ показана по основным вариантам систем разработки в виде конкретных примеров. Численные величины в этих примерах отражают современный уровень развития техники, но не являются нормативами и носят лишь иллюстративный характер.

Поскольку четкого разграничения между подготовительными и нарезными выработками нет, далее под термином подготовительные работы понимается их совокупность.

Каждая из групп систем разработки имеет большое количество разновидностей в зависимости от принятых способов отбойки и погрузки руды, деталей подготовки и размеров блока. Нами будут рассмотрены только основные, типичные варианты.

5.2. КАМЕРНО-СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

5.2.1. Сущность и условия применения камерно-столбовых систем

Принцип разработки камерно-столбовыми системами заключается в том, что в горизонтальной или пологой залежи создают камеры, между которыми оставляют целики для поддержания кровли. Целики имеют вид отдельных колонн-столбов или сплошных стен (ленточные целики).

Создать камеры достаточно большого размера можно только при устойчивых и крепких рудах и вмещающих породах.

В зависимости от мощности залежи (от нескольких метров до десятков метров) применяют то или иное оборудование для отбойки и доставки руды.

Этими системами разрабатывают обычно залежи с рудой небольшой ценности, так как в целиках теряется 15—60 % руды.

Камерно-столбовые системы разработки имеют простую конструкцию и не требуют проведения большого количества подготовительных выработок. Это определило широкое распространение систем. Их применяют на медных, полиметаллических, соляных, гипсовых, калийных рудниках.

5.2.2. Камерно-столбовая система разработки с целиками круглого сечения для горизонтальных залежей

Наиболее крупными предприятиями, на которых применяют эту систему разработки, являются медные рудники Северного Казахстана. Описание системы дается применительно к залежам мощностью 6—8 м (рис. 5.1).

Подготовка сводится к проведению по руде у почвы залежи транспортных и панельных штреков. Из панельных штреков через каждые 40 м делают заезды в камеры. Первые два заезда соединяют разрезным штреком, от которого начинают развитие очистных работ. В центре панели проходят вентиляционный штрек. Штреки рассчитаны на передвижение по ним автосамосвалов и другого самоходного оборудования. Ширина штреков 4,7 м.

Очистные работы выполняются следующим образом. Горизонтальные шпурсы бурят самоходной буровой установкой СБУ-

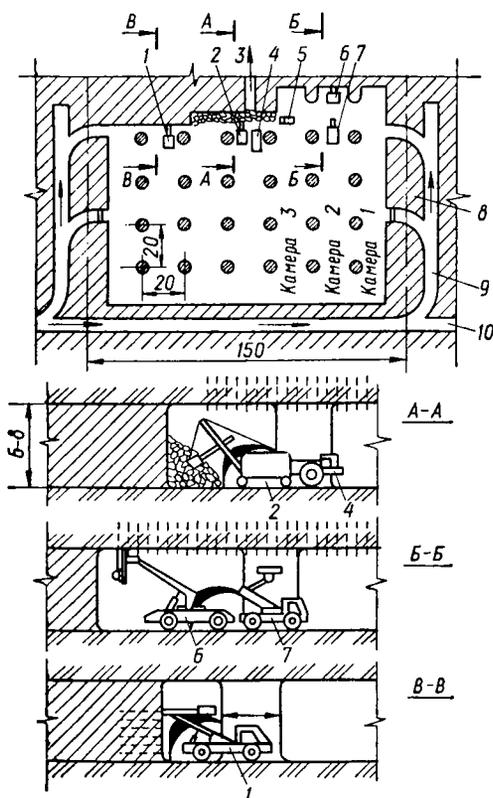


Рис. 5.1. Камерно-столбовая система разработки с целиками круглого сечения:

1 — самоходная буровая установка, 2 — экскаватор, 3 — вентиляционный штрек, 4 — автосамосвал, 5 — бульдозер, 6 — полок для крепления кровли, 7 — полук для оборки кровли, 8 — ось панельного целика, 9 — панельный штрек, 10 — транспортный штрек.

2М. Забой имеет вид вертикальной плоскости. Погрузку отбитой руды производят экскаватором ЭП-1 в автосамосвалы МОАЗ-6401. Транспортируют руду к стволу шахты или до перегрузочного пункта, от которого транспортирование осуществляется в вагонетках. Кровлю крепят железобетонными штангами по сетке от 1 × 1 до 2 × 2 м в зависимости от устойчивости пород. Если породы в кровле неустойчивы, в некоторых случаях кровлю покрывают слоем торкретбетона толщиной 35—40 мм.

При мощности залежи, отличной от 6—8 м, очистные работы проводят аналогично, но применяют другое оборудование и несколько изменяют подготовку.

При мощности залежи 1,5—3 м штреки углубляют в почву залежи и доставку руды вдоль камер до транспортного штрека производят скреперами, а дальше в самоходных вагонетках до участкового рудоспуска, по которому руду перепускают на концентриционный горизонт.

Таблица 16. Комплекты оборудования при камерно-столбовой системе разработки

Наименование оборудования	Комплекты			
	1	2	3	
	Мощность залежи, м			
	3—6	6—8	8—16	
	Панель		Верхний уступ	Нижний уступ
Самоходная буровая установка СБУ-2М	2	2	2	2
Погрузочная машина ПНБ-3Д	1	—	1	—
Экскаватор ЭП-1	—	1	—	1
Автосамосвал МОАЗ-6401	2	3	2	2
Бульдозер	1	1	—	1
Самоходная установка для бурения шпуров под штанги СБУ-2М	1	1	1	—
Самоходная установка для осмотра кровли и крепления ее штангами СП-8А	1	1	1	—
Самоходная установка для осмотра кровли и крепления ее штангами СП-18А	—	—	—	1
Машина для зарядки шпуров ПМЗШ-2	0,15	0,25	0,5	—
Производительность комплекса, тыс. т/г.	200—300	300—350	400—450	400—450

При мощности залежи более 8 м ее разбивают на уступы высотой до 8 м, причем на каждом уступе работы ведут как описано выше. На каждом уступе проходят транспортные и панельные штреки или устраивают наклонные съезды с одного уступа на другой. Примерные комплекты оборудования в зависимости от мощности залежи приведены в табл. 16.

В панели одновременно отрабатывают 6—7 камер. Забой общей длиной около 140 м разбивается на три участка по 40—60 м. В одном участке ведут бурение шпуров, во втором — погрузку отбитой руды и в третьем — крепление кровли штангами. Таким образом, основной производственной единицей является не отдельная камера, а вся панель, однако такая организация работ не является строго обязательной. Если между камерами оставляют сплошные ленточные целики, то в каждой отдельной камере работы ведут независимо от работ в соседней.

В рабочий состав бригады входят бурильщики, машинисты погружочных машин или экскаваторов, водители автосамосвалов или самоходных вагонеток и крепильщики.

Наметим примерную организацию работ, если длина участка — 40 м, высота забоя — 6 м, глубина шпуров — 4 м. При расположении шпуров по сетке $1,5 \times 1,5$ м нужно пробурить 960 шпурометров. При норме 60 м в смену потребуется 4 бурильщика в продолжении 4 смен.

Будет отбито 2880 т руды. Машинист экскаватора и водитель автосамосвала затратят на уборку этой руды 4 смены при норме 720 т в смену.

Для крепления кровли на площади $40 \times 4 = 160$ м² нужно установить 160 штанг. Два крепильщика затратят на это 4 смены. Таким

образом, цикл будет закончен в 4 смены, причем будет затрачено 32 чел.-смены. Производительность труда забойного рабочего составит 90 т в смену. Приведенные здесь нормы являются условными и лишь примерно отражают современный уровень производительности труда.

Размеры целиков и камер зависят от глубины работ и прочностных характеристик руды и пород. На Джезказганских рудниках при расположении целиков по сетке 20 × 20 м диаметр их колеблется от 4 до 9 м, ширина панельных целиков составляет 10—20 м.

Свежий воздух поступает в камеры по транспортному и панельным штрекам, а загрязненный удаляется по вентиляционному штреку. Скорость движения воздушной струи в камерах должна быть не менее 0,15 м/с. В этом отношении камерно-столбовая система разработки является исключением, поскольку при других системах скорость движения воздушной струи в очистных выработках предусматривается не менее 0,5 м/с. Это объясняется тем, что при большем сечении камер создать более значительную скорость движения воздушной струи трудно.

5.2.3. Камерно-столбовая система с ленточными целиками для горизонтальных залежей большой мощности

Эту систему применяют для разработки весьма мощных горизонтальных залежей. Рассмотрим описание варианта такой системы разработки на примере рудников объединения «Артемсоль» (Украина) (рис. 5.2).

Подготовка заключается в проведении у кровли камеры штреков 2 и у почвы камеры штреков 1 с помощью комбайнов Урал-20-КС. Штрек у почвы залежи расположен на уровне транспортного горизонта, а штрек у кровли залежи — на уровне вентиляционного горизонта.

По вертикали расстояние между этими горизонтами равно высоте камер и составляет 30—40 м.

Очистные работы сводятся к трем основным операциям:

- 1) образование подсечек у почвы и у кровли залежи;
- 2) создание канатной пилой щелей у стенок целиков;
- 3) отбойке руды скважинами в основном уступе и погрузке ее экскаваторами в автосамосвалы.

Нижнюю подсечку делают с помощью комбайна Урал-20-КС. После выемки этим комбайном трех лент остается полоса шириной около 2 м, которую обрабатывают комбайном АПП-2. Руду комбайнами грузят в автосамосвалы МОАЗ-6401 и по штреку у почвы камеры вывозят на главный транспортный штрек.

Верхнюю подсечку производят таким же образом, но для транспортирования руды применяют самоходные вагонетки 5ВС-15. Кроме того, комбайном АПП-2 выравнивают кровлю.

Щели у стенок целиков создают двумя канатными пилами ППГ-2. Через 5 м у стенок целика бурят скважины. Через две скважины пропускают канат с зубками и пропиливают щель. Пробурить скважины вплотную у стенки целика невозможно, поэтому на уровне верхней подсечки в камере образуются уступы шириной в 1 м. С помощью ка-

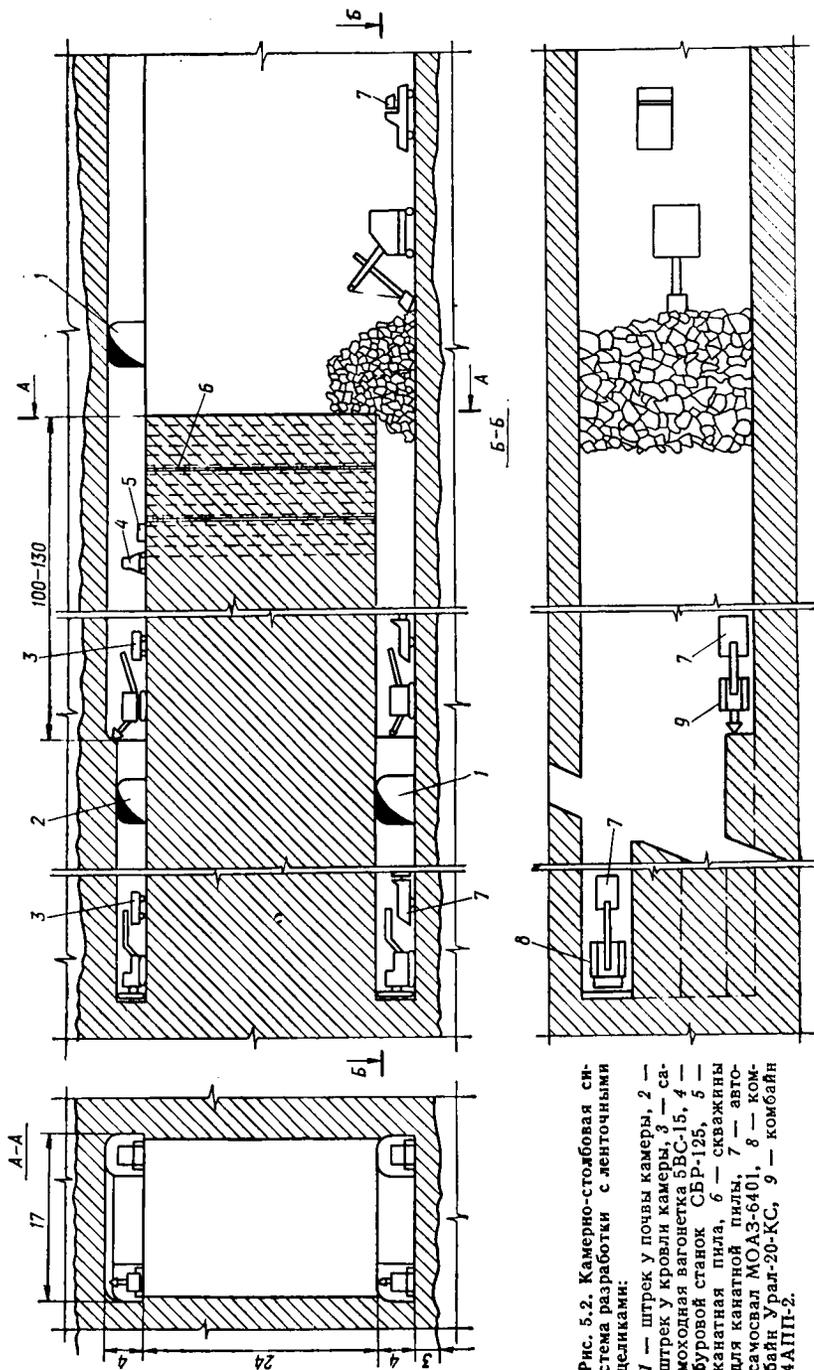


Рис. 5.2. Камерно-столбовая система разработки с ленточными целиками:
 1 — шпрек у почвы камеры, 2 — шпрек у кровли камеры, 3 — са-
 моходная вагонетка ББС-15, 4 —
 буровой станок СБР-125, 5 —
 канатная пила, 6 — скважина
 для канатной пилы, 7 — авто-
 самосвал МОАЗ-6401, 8 — ком-
 байн Урал-20-КС, 9 — комбайн
 4АП-2.

натной пилы стенки целиков удается сделать гладкими. Кроме того, щели экранируют распространение сейсмических волн на целики при взрыве скважин.

Скважины для отбойки руды бурят из верхней подсечки станком СБР-125. Их располагают параллельно стенкам целиков и бурят сверху вниз. Отбитую руду грузят экскаватором ЭО-5112А в автосамосвалы МОАЗ-6401 и транспортируют по камере до транспортного штрека и затем либо к стволу шахты, либо до перегрузочного пункта, а уже оттуда к стволу шахты конвейером.

Характеристика комбайна Урал-20-КС: производительность по соли — 4 т/мин; ширина выработки от 5,1 до 6,1 м; высота выработки от 2,8 до 3,7 м; угол наклона выработки до 12°; длина комбайна — 11 300 мм, ширина — 5100 мм, высота — 2900—3800 мм; общая мощность двигателей — 519 кВт, масса — 66—71,3 т. Исполнительный орган — сдвоенный планетарно-дисковый.

На Артемовских соляных рудниках ширина камер и целиков — 17 м, высота камер определяется мощностью пластов и достигает 40 м. У почвы залежи оставляют защитный слой не менее 3 м, а в кровле — не менее 4 м. Защитный слой нужен, чтобы исключить засорение пищевой соли вмещающими породами и повысить устойчивость кровли.

В е н т и л я ц и я осуществляется свежей струей воздуха, поступающей в камеры из основного транспортного штрека, далее воздушная струя поступает на верхнюю подсечку и по штреку у кровли камеры направляется к вентиляционному стволу.

В описанном варианте системы разработки комбайновый способ выемки сочетается с буровзрывным способом отбойки. В настоящее время широкое распространение на калийных рудниках получил чисто комбайновый способ выемки. На Солигорских рудниках он является преобладающим, а на Уральских — дает около половины всей добычи.

5.2.4. Камерно-столбовая система с целиками прямоугольного сечения для наклонных залежей

При разработке наклонных залежей передвижение по почве залежи людей и оборудования, как правило, затруднено, а иногда и невозможно. Для преодоления этого приходится изменять конструкцию системы. Приводим описание системы разработки, применяемой на полиметаллическом руднике (Казахстан) (рис. 5.3).

Подготовку осуществляют на откаточном горизонте рудными и полевыми штреками. Через 200—300 м их соединяют квершлагами, на которые выходят рудоспуски. Через 100—150 м проходят разрезные восстающие, от которых начинают развитие очистных работ. Разрезные восстающие соединяют с откаточным горизонтом ходками и рудоспусками.

Очистные работы заключаются в отработке залежи между целиками горизонтальными слоями высотой 5—6 м. Одновременно разрабатывают уступ в почве верхней и в кровле нижней камеры. Общее продвижение работ осуществляют по простиранию залежи.

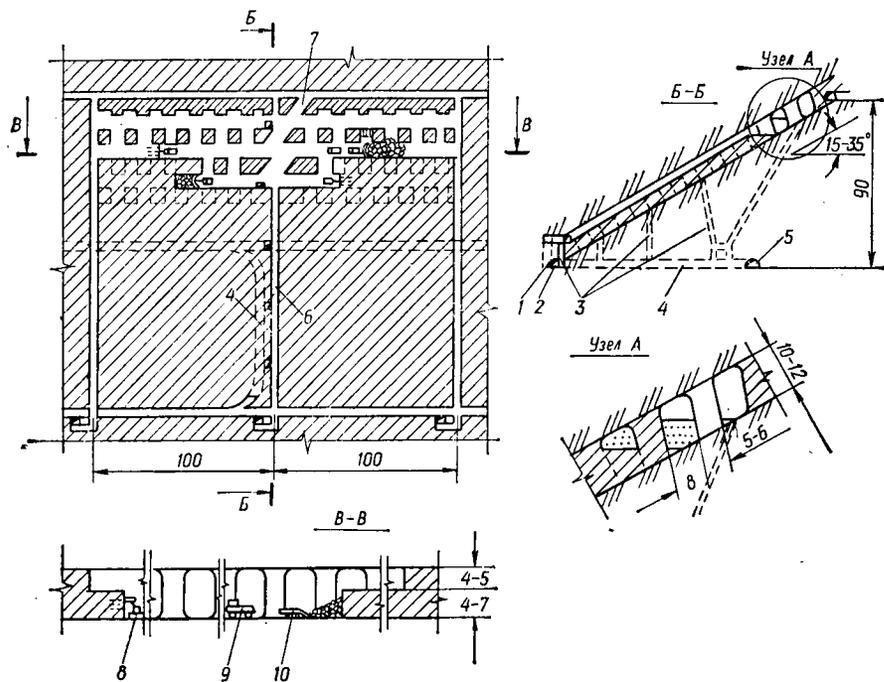


Рис. 5.3. Камерно-столбовая система разработки с целиками прямоугольного сечения для наклонных залежей:

1 — кодок, 2 — рудный транспортный штрек, 3 — рудоспуски, 4 — квершлаг, 5 — полевой транспортный штрек, 6 — разрезной наклонный восстающий, 7 — наклонный съезд, 8 — самоходная буровая установка СБУ-2М, 9 — автосамосвал, 10 — погрузочная машина ПНБ-3К.

Шпурь для отбойки руды бурят самоходными буровыми установками СБУ-2М. Отбитую руду грузят в автосамосвалы погрузочными машинами ПНБ-8К и доставляют к рудоспускам. Для перемещения оборудования с одного уступа на другой устраивают наклонные съезды. Кровлю крепят железобетонными штангами с помощью самоходных кареток СП-12, их же применяют для осмотра и оборки кровли.

Производительность труда забойного рабочего составляет 63—65 т в смену. Проектная производительность панели — 500 тыс. т/г. Расход подготовительных выработок — около 2 м/1000 т. Потери руды — 20—28 %, засорение — 7—8 %. Применение самоходного оборудования вдвое повышает производительность труда по сравнению с участками, где используют переносное оборудование.

5.2.5. Заключение по камерно-столбовым системам разработки

Правила безопасности. Диаметр целиков должен быть не менее 3 м. Оставлять целики меньшего размера нельзя, поскольку при отбойке руды взрывным способом их поверхность разрушается, и целики меньшего диаметра могут оказаться недостаточно устойчивыми. В начале каждой смены производить оборку кровли, забоя и поверхности

целиков в камерах, где производят очистные работы. Куски руды, непрочко держащиеся у стенки забоя или в кровле, обрушают при помощи лома. Обычно кровлю и забой простукивают ломом и по звуку определяют, какой участок, какой кусок нужно обрушить, чтобы он в случае неожиданного падения не травмировал находящихся здесь рабочих. Оборку кровли при большой мощности залежи производят с самоходного полка.

Состояние целиков и кровли периодически контролируют с помощью геофонов.

Достоинством камерно-столбовых систем разработки является возможность применения мощного, высокопроизводительного бурового и доставочного оборудования, позволяющего достичь высокой производительности труда. Эти системы отличаются исключительной простотой и требуют проведения небольшого количества подготовительных выработок.

К недостаткам следует отнести довольно высокие, в некоторых случаях, потери руды в целиках.

Развитие камерно-столбовой системы разработки связано, прежде всего, с развитием горного машиностроения. В 20—30-х годах отбойку руды вели шпурами, а погрузку — вручную или скреперными установками. Забой имел почвоуступную или потолкоуступную форму. Доставку руды осуществляли в вагонетках небольшой емкости, часто вручную.

Постепенно старая технология горных работ вытеснялась новой, основанной на применении самоходного оборудования. В 60—70-х годах появились самоходные буровые установки, самоходные вагонетки, подземные автосамосвалы, погрузочно-доставочные машины, погрузочные машины, автомашины для вспомогательных работ, машины для зарядки скважин. Применение этого комплекса машин существенно изменило характер горных работ и позволило резко снизить затраты тяжелого физического труда.

Использование самоходного оборудования потребовало некоторых изменений в конструкции системы разработки, например изменения формы забоя. Появился забой в виде вертикальной плоскости высотой 8—30 м вместо забоя почвоуступной формы.

Увеличился фронт работ путем отработки 6—8 камер, находящихся в панели, одним сплошным забоем.

5.3. КАМЕРНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

5.3.1. Сущность и условия применения камерных систем

Сущность камерных систем заключается в том, что при разработке крутого месторождения создают полости (камеры) значительных размеров. Друг от друга камеры отделены по простиранию междукамерными целиками, по падению — междуэтажными. Камерами вынимают не менее 30—40 % общих запасов руды. После выемки камер отрабатывают целики. Способы выемки целиков изложены в конце книги в специальном разделе.

Размеры камер могут быть значительными. Длина камер по простиранию нередко достигает 50—60 м, высота колеблется от 30—40 до 200—250 м.

Камерные системы широко распространены. Около 25—30 % железной руды в Кривом Роге добывают с помощью этих систем. Их применяют на железных и медных рудниках Урала, медных рудниках Армении и в других районах.

В принципе камерные системы подобны камерно-столбовым, но по конструкции они предназначены для разработки крутых залежей, когда отбитая руда может самотеком перемещаться по камере к откаточному горизонту.

Условия применения. Падение залежи крутое. Руда и вмещающие породы устойчивые, так как только при этом можно создать камеры значительных размеров. Мощность залежи колеблется от нескольких метров до 20—25 м при расположении камер длинной стороной по простиранию месторождений. Если мощность залежи более 20—25 м, то камеры располагают длинной стороной вкрест простирания. Причем ширина камер в этом случае не превышает 20—25 м. При расположении камер вкрест простирания мощность залежи может достигать 50—100 м.

5.3.2. Камерная система с отбойкой руды из подэтажных штреков и скреперной доставкой на горизонте вторичного дробления

Рассмотрим камерную систему разработки с горизонтом вторичного дробления в варианте, характерном для рудников Кривого Рога (рис. 5.4).

Подготовка заключается в проходке полевого откаточного штрека 8, откаточных ортов 7, вентиляционных восстающих 10, рудоспусков 4 и ходков 5. На горизонте вторичного дробления проходят скреперный штрек 6. В центре блока отрезной восстающий 2. Подэтажных штреков 1 в варианте, изображенном на рисунке, три. Штрек, расположенный на горизонте подсечки, соединяют дучками 9 со скреперным штреком. В центре блока проходят вентиляционный орт 3.

Очистные работы складываются из нескольких последовательно выполняемых стадий, а именно: образования днища камеры и ее подсечки, отрезки камеры, отбойки руды в камере и выпуска ее, отработки междукамерных и междуэтажных целиков.

Днище бывает плоским с воронками для улавливания руды или в виде одной или нескольких траншей (рис. 5.5). Для образования днища в виде траншеи на горизонте подсечки проходят подэтажный штрек. Из этого штрека вверх бурят веерные комплекты скважин, взрывом которых образуется наклонная поверхность днища. Предварительно одну из дучек проходят на высоту днища и расширяют в отрезную щель, на которую производят отбойку веерных комплектов для образования траншей. Иногда днищу придают вид 2—3 траншей, расположенных параллельно.

Плоское днище с воронками создается несколько иначе. Выработку, пройденную на горизонте подсечки, расширяют на всю мощность

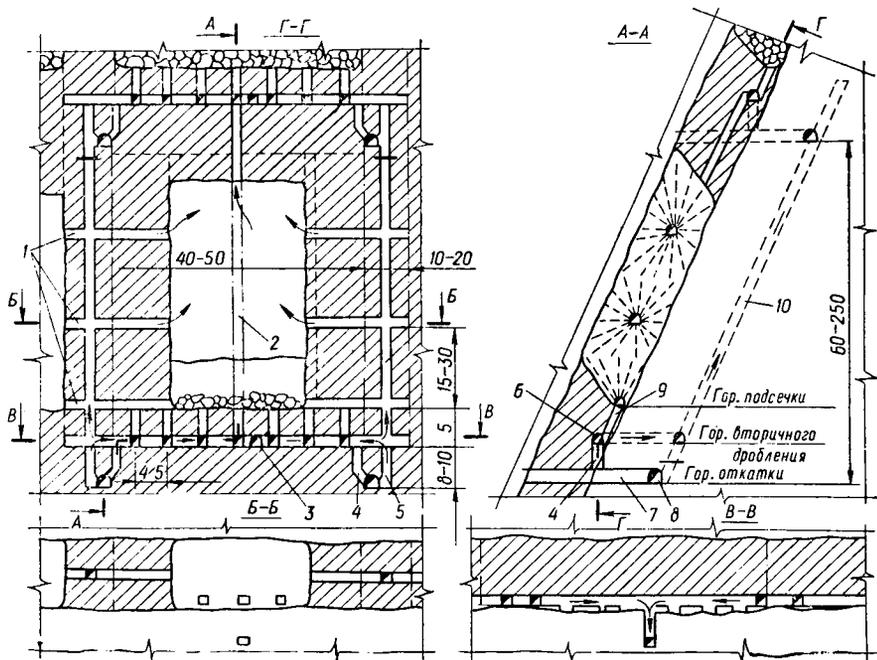


Рис. 5.4. Камерная система разработки.

залежи и обрабатывают горизонтальный слой руды высотой 2—3 м. Руду, добытую при отработке этого слоя, спускают по дучкам на скреперный штрек и доставляют к откаточному горизонту. Верхнюю часть дучек расширяют и превращают в воронки (рис. 5.5, б). Для этого в дучках выше скреперного штрека на 3—4 м устанавливают полки и из них бурят вверх несколько комплектов скважин, взрывом которых дучки расширяют и превращают в воронки.

Днище в виде наклонной плоскости или траншеи наиболее рационально, так как для его образования нужно проходить минимальное количество выработок (в сущности образование такого днища ничем не отличается от отбойки руды в камере на вышележащих подэтажах).

Образование днища с воронками сопряжено с проведением значительного количества выработок и большим объемом трудно механизуемых работ. Однако днище с воронками пользуется большим распространением, что объясняется главным образом определенной привычкой к установившейся форме ведения работ. Наклонное днище стали применять позднее, и поэтому оно еще не получило должного распространения.

Подсечку камер и образование днища производят не сразу по всей длине блока, а постепенно по мере отбойки руды в камере.

Следующая стадия очистных работ — образование отрезной щели, которую осуществляют путем расширения отрезного восстающего в щель (рис. 5.6). В верхней части камеры в месте расположения отрезного восстающего проходят орт к висячему и лежащему боку залежи. Из орта параллельно восстающему бурят скважины. Взрывом

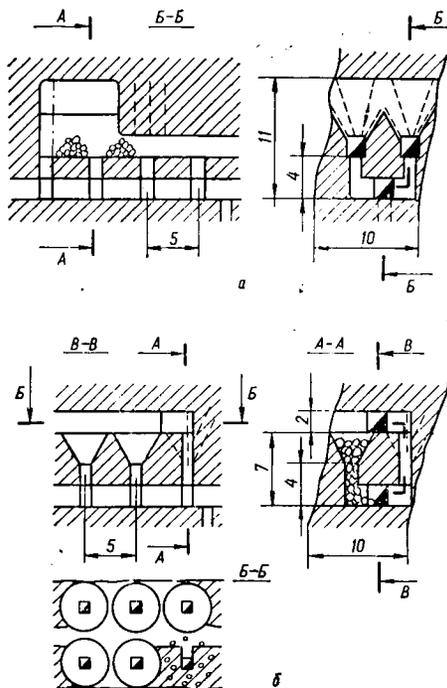


Рис. 5.5. Образование дниц камер:
 а — днице траншейное, б — плоское днице а воронками.

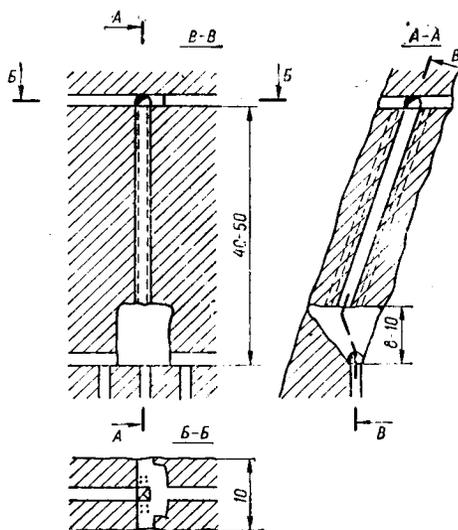


Рис. 5.6. Отрезка камер скважинами.

зарядов в скважинах постепенно или в один прием восстающий расширяют в щель от висячего до лежачего бока. Скважины можно бурить не из одного, а из нескольких подэтажных ортов. Глубина скважин при этом будет меньше. Отрезную щель можно создать и другим путем. В месте, намеченном для щели, обрабатывают камеру с магазинированием руды (ширину такой камеры следует принять 2—3 м). Замагазинированную руду выпускают и, таким образом, образуется отрезная щель. Этот способ менее производительен, чем расширение отрезного восстающего скважинами, поскольку при магазинировании руды отбойку приходится вести шпурами небольшой глубины.

Рассмотрим способы отбойки руды. Один из наиболее распространенных способов (см. рис. 5.4) заключается в отбойке руды веерным или круговыми комплексами скважин, пробуренными из подэтажных штреков. Отбойка производится из трех подэтажных штреков. Подэтажный штрек, расположенный на горизонте подсечки, служит для создания наклонного дница и подсечки камеры. Два штрека, расположенных выше, предназначены для отбойки руды собственно в камере.

Комплекты скважин в штреках бурят на расстоянии 2—3 м один от другого. Бурение производится независимо от ведения взрывных работ. Если руда достаточно устойчива, то взрыв комплекта скважин не нарушает скважины, пробуренные несколько дальше. Обычно

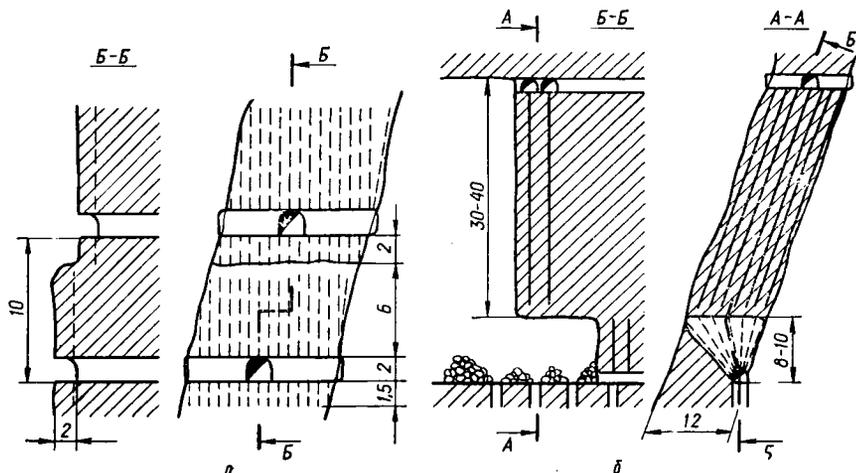


Рис. 5.7. Отбойка руды:

a — шпурами из заходок, *б* — параллельными скважинами, пробуренными на всю высоту камеры.

длина их составляет 20—25 м, поэтому при отбойке круговыми комплектами скважин расстояние между подэтажными штреками может достигать 40—50 м. Отбойка круговыми комплектами скважин наиболее производительна, однако осуществляется она лишь при достаточно выдержанных элементах залегания рудного тела, так как контролировать характер отбойки руды у лежачего и вислячего боков трудно. Два других способа отбойки показаны на рис. 5.7.

Отбойку руды шпурами из заходок производят следующим образом. Заходка представляет собой площадку шириной 2 м. Это как бы орт, пройденный на границе камеры (орт, у которого отсутствует одна стенка). При этом способе отбойки применяют шпуры глубиной до 5 м. Поэтому подэтажные штреки приходится располагать по вертикали на расстоянии не более 10—11 м один от другого. Из заходки бурят шпуры вверх и вниз. Вниз бурят шпуры глубиной 1,5 м, вверх — до 5 м, и иногда и скважины глубиной 6—8 м.

Шпуры заряжают и производят взрыв сначала в заходке, расположенной в верхней части камеры, затем в заходках, расположенных ниже. Таким образом, отбойка в пределах слоя принимает общее направление от верхней части камеры вниз к горизонту подсеки. Отбойка шпурами из заходок позволяет очень четко отбить руду у контакта, поскольку контуры рудного тела легко прослеживаются с помощью заходок. Однако этот способ более трудоемок, чем отбойка веерными комплектами скважин. Во-первых, приходится проходить заходки. Перед проведением буровых работ в заходке нужно вручную очистить ее от навала руды. Для каждого нового слоя приходится проходить заходку вновь. Во-вторых, расстояние между подэтажными штреками при этом способе отбойки в 3—4 раза меньше, чем при отбойке комплектами скважин. Таким образом, этот способ отбойки является трудоемким, но позволяет отработать залежь с минимальными потерями даже при неправильной форме залегания.

Третий способ отбойки — это отбойка скважинами, пробуренными на всю высоту камер. Скважины могут быть пробурены вверх из нижней подсечки или наоборот вниз из подсечки, которую создают в верхней части камеры.

На рис. 5.7 показана отбойка параллельными скважинами, пробуренными из буровых ортов, пройденных у кровли камеры. Скважины заряжают, взрывают и отбивают вертикальные слои руды толщиной около 4 м. Этот способ отбойки весьма производителен. Объем буровых работ меньше, чем при отбойке веерными и круговыми комплектами скважин, но нужно проходить буровые выработки. Этот способ отбойки может получить дополнительные преимущества, если бурение вести из нижней подсечки без проведения специальных буровых ортов. Можно применить отбойку пучками скважин.

Итак, возможны три способа отбойки. Каждый из них имеет свои преимущества и недостатки. Выбор способа отбойки определяется горно-геологическими условиями, а иногда наличием того или иного оборудования.

При камерных системах разработки применяются все известные способы доставки руды.

Процесс отработки блока включает все стадии очистных работ (подсечку камеры, ее отрезку, отбойку руды и выемку целиков). Организация совокупности всех этих работ громоздка, поэтому рассмотрим организацию работ лишь на основной стадии — отбойка руды в камере. Примем следующие условия: мощность залежи — 15 м; высота камеры — 80 м, длина — 50 м; отбойку руды производят веерными комплектами скважин при скорости бурения 160 м/смену; доставку — вибропитателями, производительность которых равна 1200 т/смену; линия наименьшего сопротивления и расстояние между скважинами равны 3 м. Расчет буровзрывных работ показал, что для отбойки одного вертикального слоя руды высотой 80 м нужно из трех поэтажных штреков пробурить 1600 м скважин. Для бурения этого количества скважин потребуется $1600 : 160 = 10$ смен. Будет отбито $80 \cdot 15 \cdot 3 = 3600 \text{ м}^3$, или 12 тыс. т руды. Для ее доставки и погрузки потребуется $12\ 000 : 1200 = 10$ смен. Предположим, что зарядка скважин и взрыв занимают 2 смены. Тогда продолжительность цикла составит 12 смен. В блоке постоянно работает два человека (бурильщик и машинист вибропитателя) и блок в среднем дает в смену $12\ 000 : 12 = 1000$ т руды. Следовательно, производительность рабочего забойной группы составляет 500 т/смену. Производительность блока $1000 \cdot 530 = 530\ 000$ т/г. при двухсменной работе и двух выходных днях в неделю. Запасы руды в камере $80 \cdot 15 \cdot 50 \cdot 3 = 180$ тыс. т. Отработка камеры потребует около 3,5 месяцев.

В этом расчете принято современное высокопроизводительное оборудование. Производительность труда получается более высокой, чем фактическая на рудниках. Правда, не учтены подготовительные работы, отрезка и подсечка камер и выемка целиков. С учетом этого расчетные технико-экономические показатели будут ниже. Камерные системы разработки имеют значительные резервы для повышения производительности труда и максимальной концентрации работ. Даже на крупных рудниках в очистной выемке может находиться лишь несколько блоков.

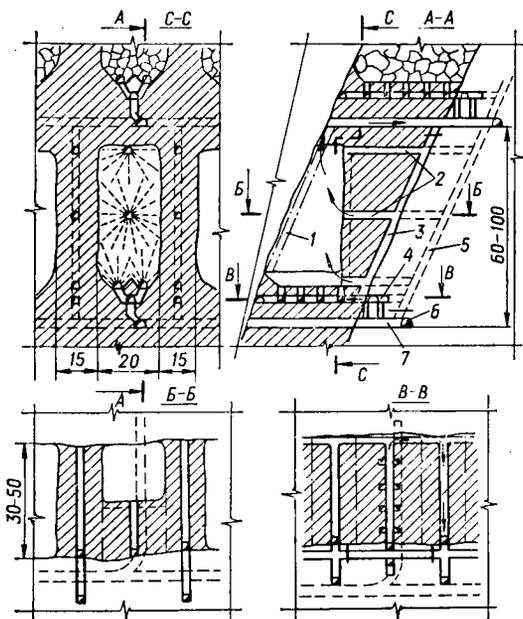


Рис. 5.8. Камерная система разработки с отбойкой руды из подэтажных ортов и скреперной доставки руды:

1 — отрезной восстающий, 2 — подэтажные орты, 3 — рудный восстающий, 4 — скреперный орт, 5 — полевой восстающий, 6 — полевой откаточный штрек.

При мощности залежи примерно более 20 м конструкцию системы приходится несколько изменять. Камеру длинной стороной располагают вкrest простирания и для отбойки руды проходят орты (рис. 5.8). Характерная особенность этого варианта — в целиках приходится оставлять значительно больше руды, чем при отбойке из подэтажных штреков, когда камеры располагают длинной стороной по простиранию. Эффективность отработки целиков существенно ниже, чем камер: выше потери руды и ниже производительность труда. Поэтому камерную систему разработки с отбойкой из подэтажных ортов применяют сравнительно редко.

Вентиляция. Свежая струя воздуха поступает

по откаточному штреку и откаточным ортам, затем по ходкам поднимается на горизонт вторичного дробления. Воздух движется по скреперному штреку к середине блока. Затем загрязненная воздушная струя по небольшой горизонтальной выработке поступает на вентиляционный полевой восстающий и поднимается на вентиляционный горизонт. Таким путем проветриваются места работы скреперистов и скреперный штрек (см. рис. 5.4).

Бурильщики располагаются в подэтажных штреках, для проветривания которых свежая струя воздуха направляется вверх по рудным восстающим, затем поступает в подэтажные штреки и из них в камеры. Из камер загрязненный воздух по небольшим восстающим выходит на вентиляционный горизонт. Для того чтобы воздушную струю направить указанным образом, рудные восстающие перекрывают лядами у вентиляционного горизонта. Такая схема вентиляции блока требует проведения специальных вентиляционных ортов и восстающих, но она позволяет хорошо проветривать все выработки, где находятся рабочие. После взрывных работ по вторичному дроблению руды скреперисты могут приступить к работе, не ожидая пока проветрится скреперный штрек, так как лебедки постоянно находятся на свежей струе воздуха. Также хорошо проветриваются и рабочие места бурильщиков.

Если блок обрабатывается не от центра к флангам, а от одного фланга к другому, схема вентиляции значительно проще. В этом случае свежую струю воздуха направляют по восстающему, расположенному

на одном из флангов блока, она омывает подэтажные и скреперные штреки, далее загрязненная струя через восстающий, расположенный на другом фланге блока, удаляется на вентиляционный горизонт. При такой схеме проветривания скреперование возможно лишь в одном направлении, т. е. длина блока в этом случае не должна превышать 25—30 м.

Технико-экономические показатели на рудниках объединения Кривбассруда, применяющих камерные системы разработки, следующие: производительность труда скрепериста 200—270 т/смену, бурильщика при бурении скважин — 14—24 м/смену, производительность рабочего по руднику — 7—11 т/смену, при проведении нарезных выработок — около 3 м³/смену.

5.3.3. Камерная система с отбойкой руды из подэтажных штреков и погрузкой вибропитателями

При подготовке необходимо провести следующие выработки: полевой откаточный штрек 8, полевой восстающий 7, рудный восстающий 6, выработку для вибропитателя 4, вентиляционный штрек 5, подэтажные штреки 2, отрезной восстающий 1, дучки для выпуска руды 3 (рис. 5.9).

Очистные работы сводятся к отбойке руды веерными комплектами скважин и погрузке ее в вагонетки вибропитателями. Начинают очистные работы с создания отрезной щели путем расширения отрезного восстающего.

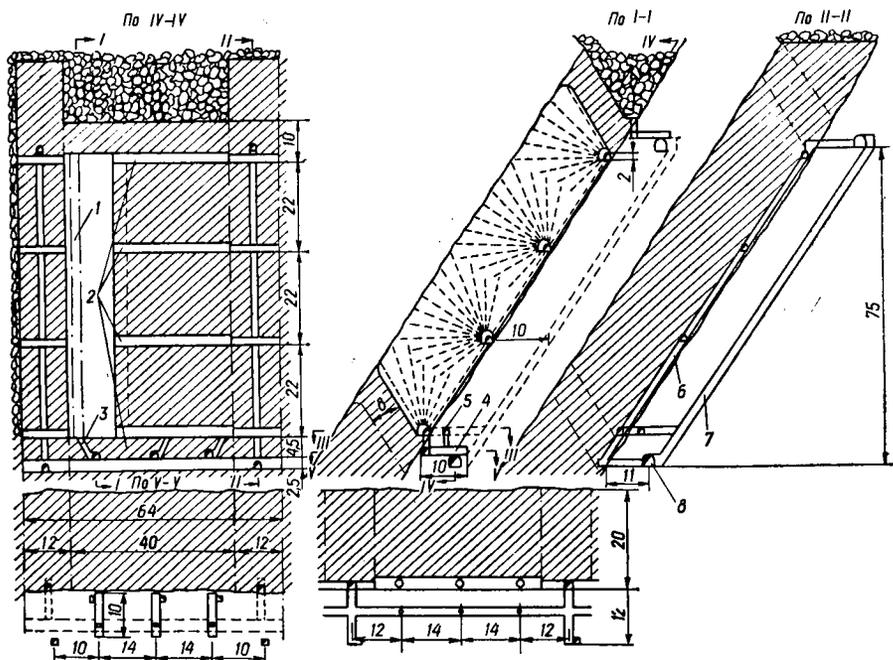


Рис. 5.9. Камерная система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков и погрузкой вибропитателями.

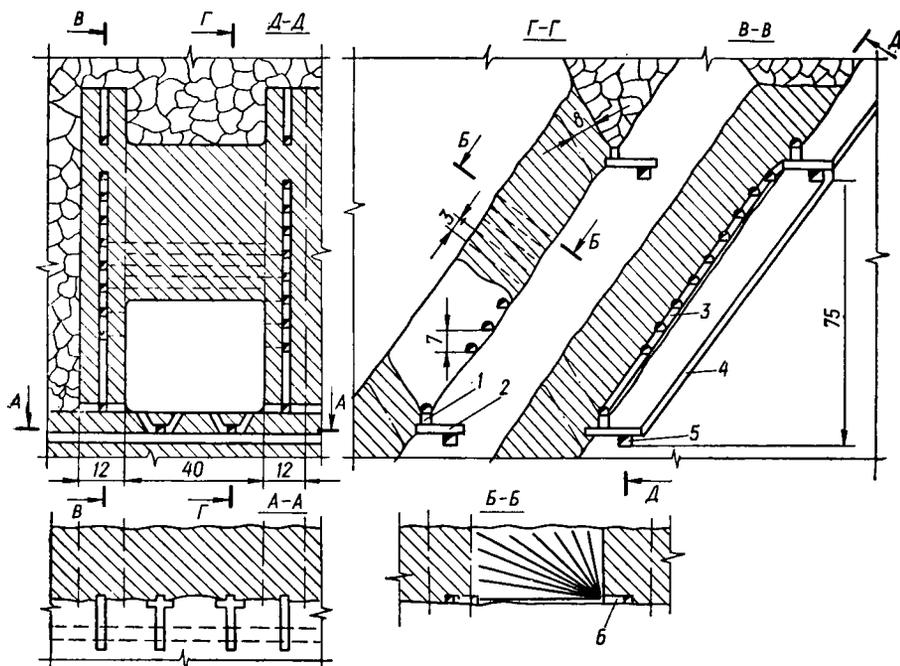


Рис. 5.10. Камерная система разработки с отбойкой наклонных слоев руды из бурового восстающего и погрузкой вибропитателями:

1 — дучки, 2 — выработка для установки вибропитателя, 3 — буровой восстающий, 4 — полевой восстающий, 5 — полевой откаточный штрек.

По сравнению с предыдущим этот вариант имеет два преимущества, во-первых, производительность труда на погрузке руды вибропитателем вдвое выше, чем скрепером, и в условиях Кривбасса составляет 400—500 т/смену; во-вторых, уменьшаются запасы руды в междуэтажном целике.

Недостаток сводится к тому, что монтаж нескольких вибропитателей занимает больше времени и стоит дороже, чем монтаж скреперной лебедки. Установка вибропитателей оправдана, если запасы руды в камере составляют 100—150 тыс. т и более.

На рис. 5.10 показан вариант системы с погрузкой вибропитателями и отбойкой наклонных слоев руды. Этот вариант позволяет обойтись без отрезного восстающего и отрезки камер вертикальной щелью. Достаточно произвести только траншейную подсечку блока. Но буровое оборудование приходится перемещать по восстающему от одного слоя к другому. Это сложнее, чем перемещение его по горизонтальной выработке. Такой вариант применяли на Криворожских рудниках, но широкого распространения он не получил. Вероятно, он будет выгоден, когда появятся буровые тележки, способные перемещаться по буровому восстающему с помощью лебедки или иного устройства.

5.3.4. Камерная система с отбойкой руды из подэтажных штреков и доставкой погрузочно-доставочными машинами

Этот вариант системы отличается применением самоходного оборудования для бурения скважин и доставки руды.

Применяя эту систему, проходят следующие выработки: полевой транспортный штрек 6, выработки-заезды для погрузочно-доставочных машин 7, подэтажные штреки 5, рудные восстающие 1, отрезной восстающий 2, наклонный въезд на подэтажи 4 (рис. 5.11).

Очистные работы ведут обычным образом: создают отрезную щель, затем отбивают руду веерными комплектами скважин, которые бурят из подэтажных штреков самоходными буровыми установками 3.

Отбитая руда самотеком поступает на уровень транспортного горизонта и далее транспортируется погрузочно-доставочными машинами 8.

Особенности этого варианта системы заключаются, во-первых, в применении самоходного бурового и транспортного оборудования, во-вторых, в отсутствии дучек для выпуска руды. Выработки для погрузки руды направлены прямо в траншею, образованную в днище камеры.

Количество нарезных и подготовительных выработок при мощности залежи 8—10 м составляет около 6 м/1000 т руды, в то время как на рудниках Кривого Рога при камерных системах разработки этот показатель достигает 16 м/1000 т руды. Применение самоходного оборудования позволило сократить количество подготовительных выработок и ликвидировать работы, выполняемые вручную (переноску буровых установок, монтаж и демонтаж скреперных лебедок или вибропитателей, сооружение грохотов и люков для погрузки руды, проходку дучек для выпуска руды).

5.3.5. Камерная система с отбойкой руды из наклонного восстающего и доставкой руды силой взрыва

Камерную систему с доставкой руды силой взрыва применяют при разработке крутонаклонных залежей с углом падения 30—50°, когда руда может перемещаться самотеком лишь частично (рис. 5.12). Рассмотрим пример применения такой системы на практике разработки полиметаллического рудника (Казахстан).

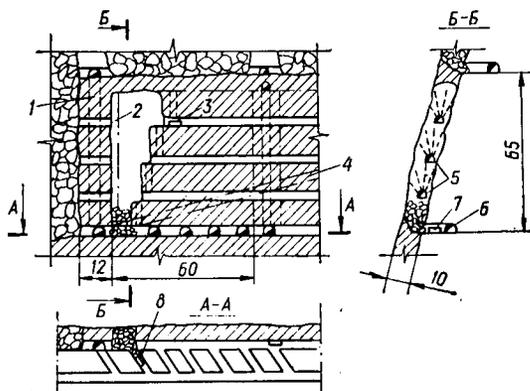


Рис. 5.11. Камерная система с отбойкой руды из подэтажных штреков и доставкой погрузочно-доставочными машинами.

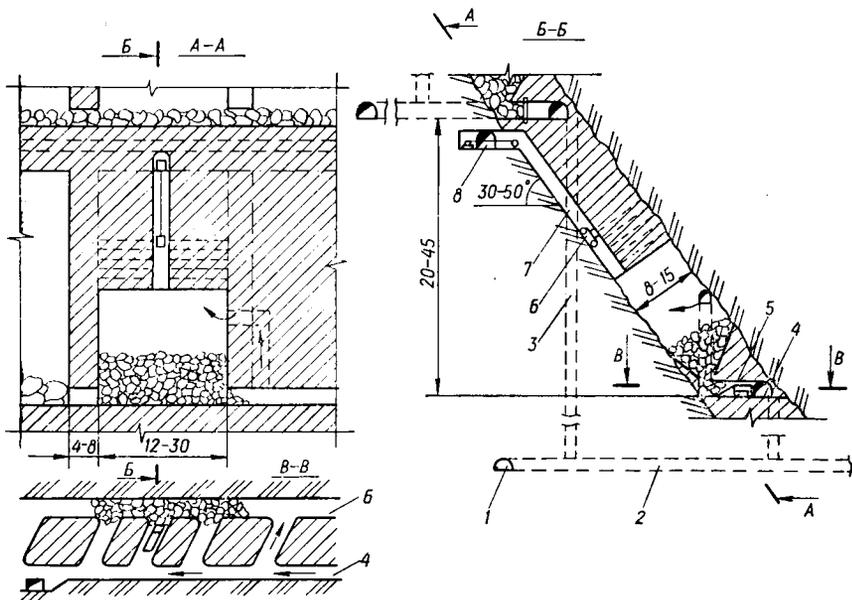


Рис. 5.12. Камерная система с отбойкой руды из наклонного восстающего и доставкой силой взрыва.

Проходят следующие выработки: полевой откаточный штрек 1, откаточный орт 2, восстающий 3, транспортный рудный штрек 4, заезды для погрузочно-доставочных машин 5, наклонный буровой восстающий 7, вентиляционный штрек 8.

При очистных работах самоходная буровая установка 6 перемещается по наклонному восстающему и удерживается канатом и лебедкой, расположенной на вентиляционном горизонте. Бурят веерные комплекты скважин. Отбитая взрывом руда отбрасывается на горизонт выпуска. Часть руды остается на лежащем боку залежи.

Сведения о количестве руды, остающейся на лежащем боку залежи, по данным А. С. Гринבלата, приведены в табл. 17.

Меньшие значения относятся к камерам сечением 120 м^2 , большие — 40 м^2 .

Таблица 17. Остатки отбитой руды на почве камеры при удельном расходе ВВ $0,23\text{--}0,25 \text{ кг/т}$, %

Угол наклона залежи, град.	Остатки отбитой руды при различной длине доставки, м			
	40	50	60	70
28	35—43	40—48	45—55	50—60
32	17—25	26—35	30—38	36—44
36	7—13	10—15	12—20	44—22
38	3—9	5—10	7—13	9—15
40	1—5	2—7	3—9	5—11

Руду, оставшуюся на почве камеры, перемещают вниз электробульдозером типа БПДУ-2 с дистанционным управлением. По данным Ю. Г. Скорнякова, при камерной системе со взрыводоставкой руды достигнуты следующие технико-экономические показатели: расход подготовительных выработок $5\text{--}10 \text{ м}/1000 \text{ т}$, годовая производительность блока $150\text{--}200 \text{ тыс. т}$, потери руды $16\text{--}28 \%$, засорение $8\text{--}12 \%$, про-

изводительность труда забойного рабочего на очистных работах 80—200 т/смену.

Отметим, что при недостаточно крутом падении залежи этаж делают на два подэтажа для повышения количества руды, доставляемой силой взрыва.

5.3.6. Заключение по камерным системам разработки

Камерные системы целесообразны, если камерами можно отработать не менее 40—50 % запасов руды.

После отработки камер производят выемку целиков. Наиболее простой способ выемки заключен в массовом обрушении целиков и выпуске обрушенной руды, покрытой обрушившимися породами. Потери руды при этом составляют порядка 50 %. Камеры можно заполнить закладкой и потом отработать целики. Потери будут невелики, но процесс трудоемкий. Таким образом, в любом случае эффективность выемки целиков существенно ниже, чем отработка камер.

Размеры камер. Пролет камер определяется расчетом на прочность и обычно не превышает 20—30 м. Высоту камер можно увеличивать до пределов, которые определяются степенью разведанности месторождения и технологическими соображениями, главным образом способами доставки материалов, оборудования и людей.

Напряжения вокруг камер и, следовательно, их прочность не зависят от высоты.

Хорошим примером, иллюстрирующим это положение, является практика калийного рудника № 6 в Штрассфурте. Разрабатывается пласт мощностью 10—50 м, падение 50—70°, длина по простиранию несколько километров. До глубины 660 м месторождение обрабатывают двумя этажами высотой 240—260 м. Между этажами оставлен целик высотой 100 м. Отбойку руды производят параллельными скважинами, пробуренными из заходок (рис. 5.13). Высота камер составляет 240—250 м.

Применение на некоторых рудниках Кривбасса подэтажной камерной системы нельзя считать целесообразным.

Правила безопасности запрещают входить в камеры. Поскольку обработать стенки и кровлю камер невозможно, куски руды или породы периодически падают и могут травмировать человека, находящегося в камере.

Если отбойку руды ведут скважинами, пробуренными из заходок, то рабочие, находящиеся там, должны иметь предохранительные пояса и быть привязаны канатом к штырю, укрепленному в разработке.

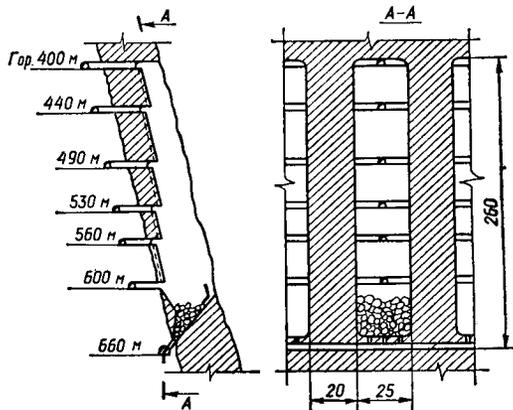


Рис. 5.13. Камерная система разработки на калийном руднике № 6 в Штрассфурте.

К преимуществам этой системы относится возможность обрабатывать камеры с большой производительностью труда и малыми потерями и засорением руды, составляющими лишь несколько процентов.

К недостаткам — малая эффективность выемки целиков.

Развитие системы. Длительное время (с 30-х годов по 60-е) применялась скреперная доставка руды и отбойка ее либо шпурами, либо скважинами, которые бурили станками, установленными на колонках. Затем появились вибропитатели со значительно большей производительностью, чем скреперные лебедки. В последние 10—15 лет все более широкое распространение получает самоходное буровое и транспортное оборудование. Практика показала, что применение самоходного оборудования повышает производительность труда в 1,5—2 раза. Применение нового оборудования потребовало соответствующих изменений в конструкции системы разработки.

5.4. СПЛОШНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С ПРОДВИЖЕНИЕМ ФРОНТА РАБОТ ПО ПРОСТИРАНИЮ

5.4.1. Сущность и условия применения

Отличительным признаком сплошных систем разработки по сравнению с камерно-столбовыми является обработка сплошным забоем, имеющим прямолинейную форму (рис. 5.14).

Отметим, что в последние годы при камерно-столбовой системе разработки забой тоже иногда приобретает сплошную форму. Несколько камер, расположенных в одной панели, имеют общий сплошной забой, как, например, на рудниках Джезказгана. Таким образом, признак, по которому выделялись сплошные системы разработки, стал несколько условным. Но, видимо, еще не настало время для изменения установленной классификации.

Характерной особенностью сплошных систем разработки является применение их при разработке пологих жильных месторождений небольшой мощности и с простейшими средствами доставки, преимущественно скреперными лебедками.

Руда и вмещающие породы должны быть устойчивыми. Распределение полезных компонентов в руде неравномерное, что позволяет оставлять целики в безрудных участках или в участках с бедной рудой. Мощность залежи от одного до 2—3 м.

При подготовительных работах первоначально проходят откаточный штрек 3 (см. рис. 5.14), затем отрезной восстающий 1 и ниши 2 у откаточного штрека для установки в них скреперных лебедок.

Очистные работы. Добычу руды начинают у наклонного отрезного восстающего, вдоль которого бурят горизонтальные шпуры и взрывом этих шпуров расширяют восстающий. Таким образом создается сплошной забой, который в дальнейшем продвигают по простиранию месторождения.

Отбойку руды производят горизонтальными шпурами глубиной около 1,5 м, пробуренными ручными перфораторами. Доставку руды вдоль забоя до откаточного штрека осуществляют скреперной лебед-

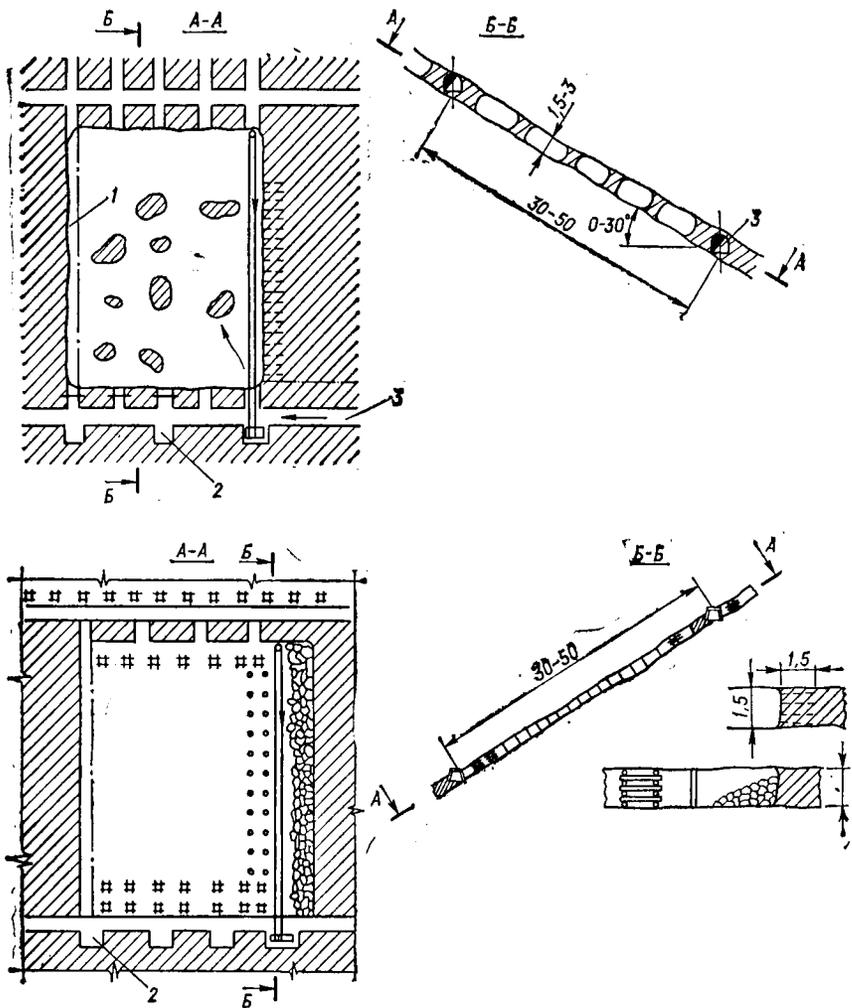


Рис. 5.14. Сплошная система разработки с выемкой по простиранию:
 а — с целиками неправильной формы, б — с крепью.

кой, установленной в нише у откаточного штрека. Для того чтобы направить скрепер к рудоспуску, иногда применяют ролики, отклоняющие тросы.

Управление горным давлением осуществляют поддержанием выработанного пространства неравномерно расположенными целиками. Целики стремятся оставить в безрудных участках или в участках с бедной рудой. Целики не извлекают, кроме того их оставляют у штреков. Иногда применяют костровую крепь. В зависимости от размера целиков потери руды колеблются от 10—15 до 30—40 %.

При проветривании блока свежая струя воздуха поступает по откаточному штреку, затем по одному из рудоспусков проходит

к сплошному забою, омывает его и оттуда загрязненная выходит на вентиляционный штрек, по которому поступает к вентиляционному стволу шахты. Забой хорошо омывается свежей струей воздуха, и вентиляция очистных работ не представляет каких-либо затруднений.

По правилам техники безопасности в начале каждой смены необходимо произвести оборку кровли. Целики, оставляемые в выработанном пространстве, должны иметь диаметр не менее 3 м.

Достоинствами системы являются простота и экономичность, если поддержание кровли осуществляется целиками в безрудных участках.

Недостаток — необходимость применять крепь, если нет безрудных участков, где можно оставить целики.

3.5. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

3.5.1. Сущность и условия применения

Главное отличие систем с магазинированием от камерных состоит в том, что при выемке крутых залежей камерами в них временно оставляют отбитую руду. Обычно отбитая руда служит основанием, на котором располагаются бурильщики. После отбойки руды в пределах всей камеры магазинированную руду выпускают.

Условия применения. Падение залежи круче $55\text{--}60^\circ$, поскольку при более пологом угле падения отбитая руда располагается у лежачего бока и после ее выпуска не получается горизонтальная площадка для бурильщика. Руда движется преимущественно у висячего бока, поверхность принимает уклон в сторону висячего блока. При недостаточно крутом падении приходится вручную разравнивать руду для создания достаточно удобной площадки для бурильщика. Так как это трудоемко, систему с магазинированием применяют лишь при крутом падении залежи.

Руда должна быть достаточно устойчивой и, как правило, ни руду, ни вмещающие породы не крепят. Также она не должна быть склонна к слеживанию и самовозгоранию. Руды, имеющие глинистые частицы, склонны после отбойки уплотняться, их трудно выпустить из магазина после окончания отбойки. Руды с содержанием серы более 20 % могут самовозгораться.

Иногда, в редких случаях, отбитая руда подвергается окислению и затем с трудом поддается обогащению. Такие руды также нельзя разрабатывать системами с магазинированием руды.

Вмещающие породы должны быть устойчивыми.

Системы с магазинированием руды широко распространены при выемке жильных месторождений (около 50 % жильных месторождений разрабатывают этими системами). Они экономичней систем разработки с креплением и систем с закладкой, которые могут быть применены в тех же условиях, что и магазинирование.

5.5.2. Система с magazинированием и отбойкой руды шпурами, пробуренными из магазина

В последнее время получила распространение погрузка руды машинами, поэтому описание подготовительных работ приведем применительно к этому способу погрузки руды (рис. 5.15).

Проходят полевой откаточный штрек 5, и рудный штрек для образования траншейного днища (на чертеже не показан). Соединяют их короткими квершлагами 4 для погрузочных машин 3. По рудному телу у лежащего бока проходят восстающие 1 и из них выработки 2 для сообщения с камерой.

Очистные работы начинают с отработки первого слоя на уровне откаточного горизонта. Из рудного штрека вверх бурят веерные комплекты шпуров для образования в днище камеры траншеи и таким образом обрабатывают первый слой руды.

Отбойку руды во втором и всех последующих слоях производят шпурами, направленными вверх. Их бурят телескопными перфораторами в пределах всего слоя или значительной его части и взрывают в один прием. Бурильщик располагается на отбитой руде.

После отбойки руды в одном слое около 50 % ее выпускают. Оставшаяся руда заполняет выработанное пространство. Между отбитой рудой и забоем оставляют промежуток высотой 2—2,5 м. Руда самотеком поступает на уровень откаточного горизонта, где ее машинами, расположенными в погрузочных квершлагах, грузят в вагонетки. Иногда применяют погрузочно-доставочные машины, которыми руду доставляют к рудоспускам для спуска ее на концентрационный горизонт.

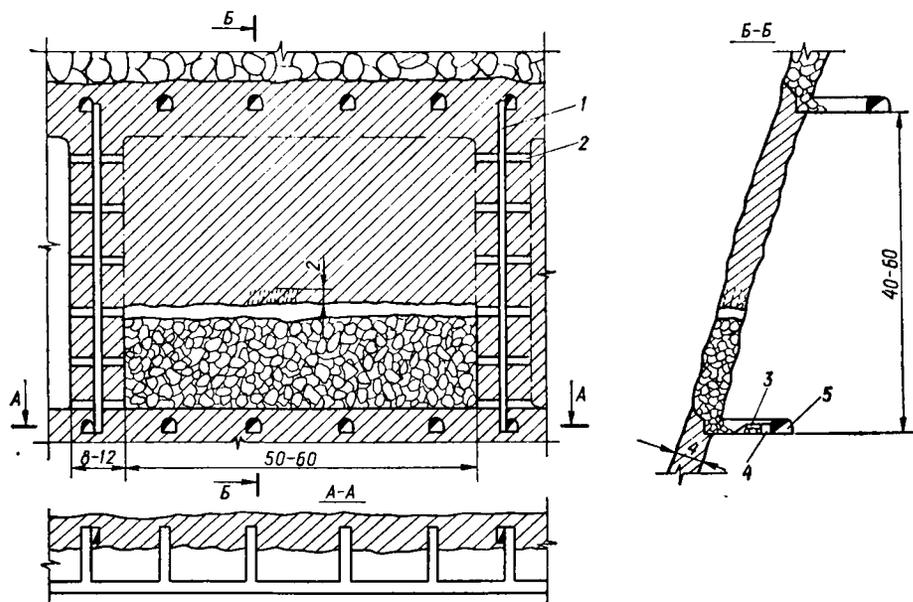


Рис. 5.16. Система разработки с magazинированием руды.

Таким образом, работы по отбойке руды и ее частичному выпуску постоянно чередуются. Отбойку руды продолжают слоями снизу вверх до тех пор, пока камера не будет отработана до уровня потолочины. Под вентиляционным штреком оставляют потолочину толщиной в несколько метров. Заключительная стадия работ сводится к окончательному выпуску руды, оставленной в камере. В это время руду можно выпускать с любой интенсивностью и в любой последовательности из каких-угодно погрузочных пунктов в пределах блока.

После отработки камеры и окончательного выпуска руды приступают к выемке междукамерных и междуэтажных целиков.

Выемку производят теми же способами, что и при камерных системах.

Управление горным давлением осуществляют путем поддержания вмещающих пород междукамерными и междуэтажными целиками. Магазинированная руда является временным средством поддержания выработанного пространства. После отработки блока ее выпускают и таким образом создается свободная, незаполненная камера. При недостаточно устойчивых породах их крепят штанговой крепью. Устанавливают ее из магазина в каждом слое.

Рассмотрим о р г а н и з а ц и ю р а б о т в следующих условиях: длина блока — 60 м, мощность залежи — 3 м, шпуров для отбойки руды бурят по сетке 1×1 м. Количество шпуров в блоке $4 \cdot 60 = 240$ шт. Глубина каждого шпура — 2,2 м, при этом отбивается слой толщиной 2 м. В пределах одного слоя нужно пробурить $240 \cdot 2,2 = 530$ шпурометров. За один цикл отбивается $2 \cdot 60 \cdot 3 = 360 \text{ м}^3$, или 900 т.

Примем норму на бурильщика 30 м шпуров в смену. Для бурения шпуров в одном слое потребуется $540 : 30 = 18$ чел.-смен. Предположим, что в блоке одновременно работают 3 бурильщика. При этом на бурение руды в одном слое будет затрачено $18 : 3 = 6$ чел.-смен. После отбойки в каждом слое 50 % ее выпускают. Это составит 450 т.

Руду, выпущенную на почву откаточного штрека, грузят в вагонетки машинами. Производительность на погрузке руды можно принять равной 225 т/смену. Следовательно, на погрузку 450 т потребуется 2 смены. Итак, для отбойки руды в пределах одного слоя потребуется затратить 6 чел.-смен. Можно принять, что зарядка шпуров и производство взрывов потребует еще 2 чел.-смены.

Частичный выпуск руды требует 2 чел.-смены. Следовательно, весь цикл работ по отбойке руды в пределах одного слоя и частичном выпуске ее займет 10 чел.-смен. Причем будет затрачено: бурильщиками — 18, взрывниками — 6, рабочими на выпуске — 4 чел.-смены, всего 26 чел.-смен. Окончательный выпуск 450 т руды потребует еще 2 чел.-смены. Следовательно, общие затраты труда с учетом окончательного выпуска руды составляют 28 чел.-смен на один слой. Производительность труда рабочих забойной группы составляет $900 : 28 = 32$ т/смену.

В е н т и л я ц и я б л о к а. Свежая струя воздуха поступает по окаточному штреку, подымается по восстающему к отработываемому слою, омывает его и по восстающему, расположенному на другом фланге блока, загрязненный воздух выходит на вентиляционный горизонт.

П р а в и л а б е з о п а с н о с т и. Бурильщики находятся в

очистном забое, кровля которого постоянно обновляется, поэтому особенно важно регулярно в начале каждой смены производить оборку кровли и боков забоя. В период выпуска руды возможно образование полостей в отбитой руде, неожиданное обрушение и образование воронок, в которые могут попасть люди, находящиеся в камере. Поэтому в период выпуска руды находиться в блоке запрещено.

Между забоем и отбитой рудой должно поддерживаться расстояние высотой не более 2—2,5 метров. Нередко возникает стремление выпустить излишнее количество руды, что в последующем значительно осложняет отбойку очередного слоя. В этом случае для бурильщиков приходится устанавливать специальные площадки на деревянных стойках или распорной крепи.

Если в период выпуска руды обнаружится, что в отбитой руде образовалась полость с устойчивым сводом, необходимо попытаться ликвидировать его выпуском руды из соседних дучек. Если это не удастся, то такой свод ликвидируют с помощью взрывных работ. В образовавшуюся полость на шесте вводят заряд ВВ и его взрывом ликвидируют полость.

5.5.3. Система разработки с магазинированием и отбойкой руды скважинами, пробуренными из восстающих

Описание системы разработки приводим применительно к руднику Бьютт (США)¹.

Подготовка заключается в проведении рудного откаточного штрека 1, буровых восстающих 2 и дучек для выпуска руды 3 (рис. 5.16).

Очистные работы сводятся к отбойке руды скважинами, пробуренными из восстающих и выпуску ее через люки в вагонетки. Восстающие проходят через 20—30 м с помощью полков «Алимак». Бурение скважин ведут с платформы, подвешенной в восстающем с помощью лебедки, которая установлена на вентиляционном штреке. На платформе монтировано два перфоратора и машина для зарядки скважин ВВ.

Восстающий расширяют в щель, и скважины бурят параллельно одна другой. Чтобы избежать бурение скважин вблизи поверхности забоя, 1—2 комплекта скважин оставляют невзорванными.

Опыт рудника «Бьютт» интересен тем, что отбойку руды при системе с магазинированием ведут скважинами глубиной 10—15 м и применяют специальные полки для бурения и зарядки скважин, пробуренных из восстающих.

5.5.4. Заключение по системам разработки с магазинированием руды

Системы разработки с магазинированием руды уже многие годы применяют для разработки жильных месторождений, причем это основная система разработки месторождений этого типа. Однако каких-

¹ Арутюнов К. Г. Технология и механизация подземной добычи руд цветных металлов за рубежом.— М.: Цветметинформация, 1969.— 121 с.

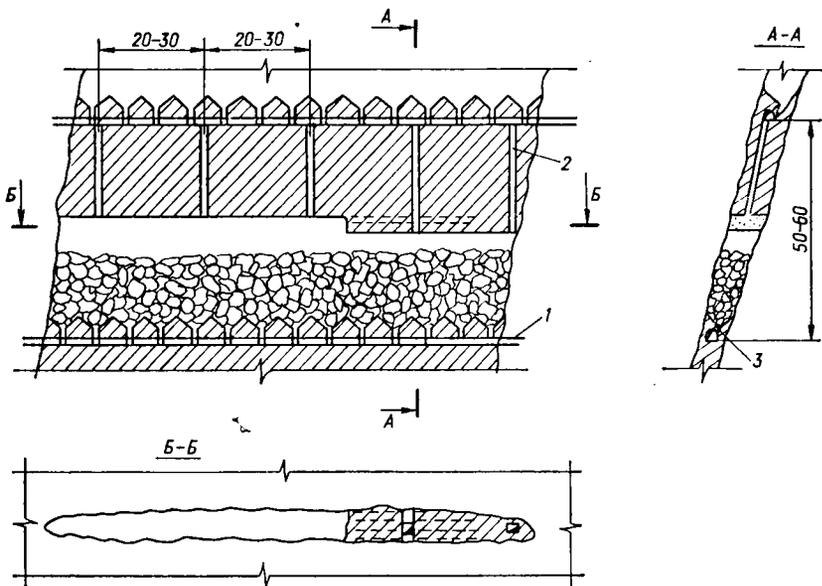


Рис. 5.16. Система разработки с магазинированием и отбойкой руды скважинами, пробуренными из восстающих.

либо существенных изменений она не претерпела. Отметим лишь следующие новшества, возникшие в последние годы.

1. Погрузка руды в вагонетки машинами взамен устройства люков.
2. Выпуск руды на уровень откаточного горизонта и погрузка за скреперами. Это избавляет от сооружения люков, но требует проходки еще одной транспортной выработки или оборудования скреперного штрека на уровне откаточного.
3. Применение бетонной крепи откаточного штрека и металлических люков, установленных через 1 м, при разработке залежи мощностью 1—2 м.
4. Испытаны вибрационные устройства для интенсификации выпуска руды из блоков.

Наиболее существенным и получившим достаточное распространение является применение машин для погрузки руды.

Производительность труда забойного рабочего колеблется от 0,7 до 6 м³ в смену. Некоторые технико-экономические показатели приведены в табл. 18.

Достоинством системы является наличие запаса отбитой руды. На руднике всегда находится некоторое количество блоков в стадии отбойки и некоторое количество в стадии окончательного выпуска руды. В этих блоках руда хранится как в бункере и может быть выпущена в случае затруднений в других блоках. Правда, запас отбитой руды ведет к некоторой консервации затраченных средств. Однако наличие резервов в процессе работы более значительное достоинство, чем некоторая консервация средств.

Системы с магазинированием руды просты и требуют очень небольшого объема подготовительных и нарезных работ. При добыче руды

Таблица 18. Техничко-экономические показатели при системе разработки с магазинированием руды на золотодобывающем руднике¹

Ширина очистного пространства, м	1,1
Засорение, %	34
Потери, %	9
Производительность труда забойного рабочего, м ³ /смену	2,3
Расход материалов на 1 м ³ :	
крепежного леса, м ³	0,06
ВВ, кг	2,1
Себестоимость франко-люок добычи 1 м ³ , руб.	15

¹ Ергалиев А. Е. Технология добычи руды на жильных месторождениях Казахстана.— Алма-Ата : Наука, 1974.— 236 с.

этимися системами при очистных работах почти не расходуется лес, производительность труда выше, чем при других системах.

К недостаткам систем с магазинированием, прежде всего, следует отнести довольно жесткие условия применения их: устойчивые вмещения породы, обязательно крутой угол падения. При неустойчивых породах возможно разубоживание руды. Затруднена сортировка отбитой руды. Но все эти недостатки невелики и система с магазинированием получила широкое применение.

5.6. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

5.6.1. Система разработки с распорной крепью

Условия применения. Угол падения залежей должен быть в пределах 30—60°. При падении менее 30° более экономична сплошная система с выемкой по простиранию. При падении более 60° представляется возможным применить более эффективную систему разработки с магазинированием руды.

Мощность залежи 1—2, максимум 3 м. При большей мощности будет трудно устанавливать распорную крепь, и, кроме того, она будет работать на продольный изгиб и может оказаться недостаточно устойчивой.

При подготовительных работах первоначально проходят откаточный штрек 1 (рис. 5.17). Высоту этого этажа принимают равной 30—50 м. Затем проходят восстающие 2, которыми откаточный штрек соединяют с вентиляционным. Схема подготовительных выработок чрезвычайно проста.

Общее направление очистных работ в пределах блока снизу вверх, т. е. очистной забой создается у кровли откаточного штрека и продвигается вверх по направлению к вентиляционному.

Первый слой руды вынимают на уровне кровли откаточного штрека. Его можно отработать бурением восходящих шпуров в кровлю откаточного штрека. Можно пройти горизонтальную выработку на уровне кровли откаточного штрека и таким образом отработать первый слой.

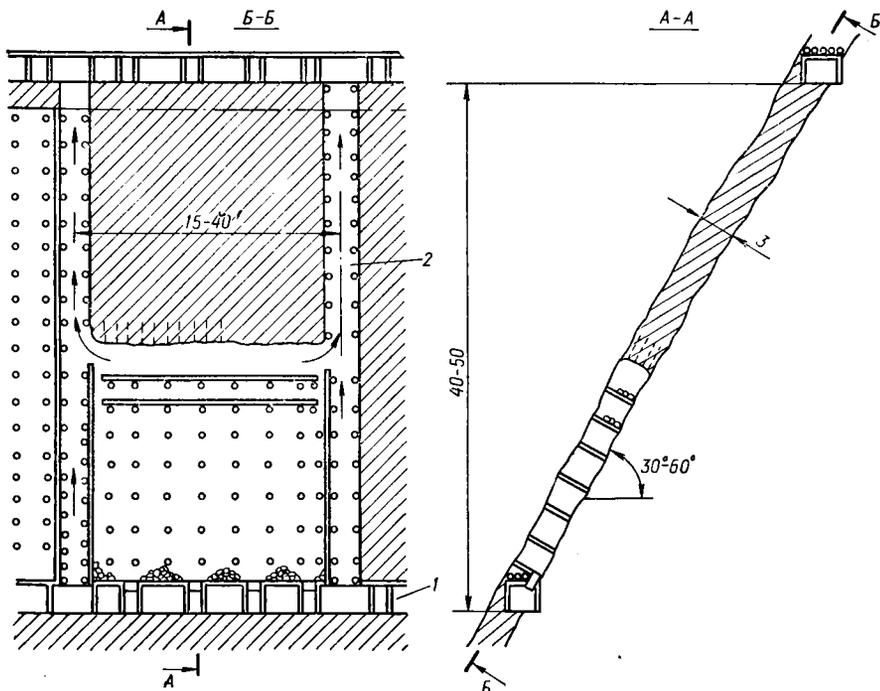


Рис. 5.17. Система разработки с распорной крепью.

Высота первого слоя около 4 м. После выпуска руды устанавливают распорную крепь и делают настил для бурильщика. С настила бурят шпур, направленные вверх для отбойки руды в очередном слое. Перед взрывом зарядов настил убирают и отбитая руда самотеком поступает к люкам, установленным в кровле откаточного штрека. Так отработку блока ведут до потолочины, которую оставляют возле вентиляционного штрека.

Если обычная распорная крепь недостаточно устойчива, применяют усиленную распорную крепь, которая имеет дополнительные горизонтальные и вертикальные элементы (рис. 5.18). Расстояние по вертикали между настилами и между рядами распорной крепи — около 2 м. Распорную крепь одним концом помещают в лунку, сделанную в породах лежачего бока, а другой конец ударами топора загоняют в распор с висячим блоком. По отношению к горизонту со стороны висячего бока крепь должна иметь небольшой подъем.

При этой системе можно осуществить сортировку руды, если перед взрывом настилы не убирать и в выработанном пространстве устроить рудоспуски (рис. 5.19). После взрыва руду принимают на настил, откуда отсортированную руду лопатами сбрасывают в рудоспуски, а породу — в пространство между рудоспусками.

Некоторые технико-экономические показатели приведены в табл. 19.

Управление горным давлением осуществляют путем поддержания выработанного пространства целиками, оставленными возле штреков, и распорной крепью.

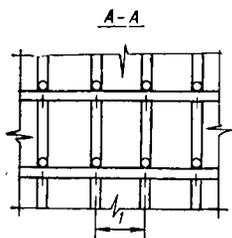


Рис. 5.18. Усиленная распорная крепь.

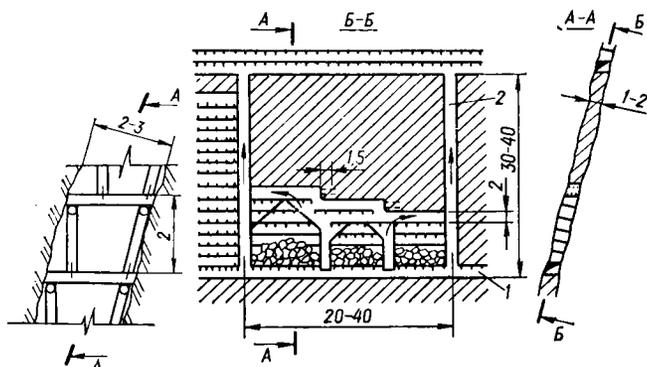


Рис. 5.19. Потолкоуступная система разработки с распорной крепью и рудоспусками:
1 — откаточный штрек, 2 — восстающий.

Проветривание блока. Свежая струя воздуха поступает по откаточному штреку. По восстающему воздух подымается к очистному забой, омывает его и по другому восстающему загрязненный воздух уходит на вентиляционный штрек. Очистной забой хорошо омывается свежей струей воздуха.

Правила безопасности. В начале каждой смены требуется регулярно проводить обкурку кровли и боков выработки. Распорная крепь и настилы должны находиться в исправном состоянии. Ниже рабочего настила должен быть сделан предохранительный.

Достоинством системы является возможность разрабатывать залежи с таким углом падения, когда другие, более эффективные системы разработки применить не представляется возможным.

Недостаток — трудоемкость работ по возведению крепи и укладке настилов и большой расход леса.

Кроме системы разработки с распорной крепью известен ряд других ныне устаревших и не применяющихся систем с креплением очистного

Таблица 19. Техничко-экономические показатели при системе разработки с распорной крепью¹

Показатели	Рудники		
	I	II	III
Мощность жилы средняя, м	0,4	0,4	0,5
Ширина очистного пространства, м	1,2	1,0	1,3
Засорение, %	57	85,7	65
Потери, %	3,4	—	—
Производительность труда забойного рабочего, м ³ /смену	2,4	2,0	2,0
Расход материалов, на 1 м ³ :			
крепежного леса, м ³	0,07	0,09	0,15
ВВ, кг	2,0	1,9	1,4
Себестоимость добычи 1 м ³ цеховая, руб.	35,9	—	—

¹ Ергалиев А. Е. Технология добычи руды на жильных месторождениях Казахстана. — Алма-Ата: Наука, 1974. — 236 с.

пространства, а именно, системы со станковой крепью, системы с креплением неполными дверными окладами и системы с различного рода усиленной распорной крепью.

5.7. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

5.7.1. Сущность и условия применения

Главная особенность этих систем разработки заключается в том, что после извлечения руды выработанное пространство заполняют закладкой. Существует целый ряд разновидностей систем с закладкой, которые делятся по двум признакам. Во-первых, по типу закладки: сухая, гидравлическая и твердеющая. Во-вторых, по очередности отбойки руды и подачи закладки. Можно отработать слой руды мощностью 2—3 м и заполнить его закладкой, можно отработать камеру значительных размеров и затем заполнить ее закладкой.

В последние годы большое распространение получила система разработки с твердеющей закладкой. Ее применяют на таких крупных предприятиях, как Запорожский железорудный комбинат, рудник им. Коминтерна в Кривбассе, Норильский комбинат и др.

Условия применения систем с закладкой весьма разнообразны: от тонких крутых жильных месторождений до мощных горизонтальных. Как правило, закладку применяют при разработке ценных руд, но проектируется разработка железистых кварцитов с закладкой хвостами обогатительной фабрики.

5.7.2. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой для крутых залежей средней мощности

При этой системе руда должна быть устойчивой, так как рабочие находятся в незакрепленном очистном забое. Вмещающие породы обнажают на высоту от 3 до 5 м, т. е. устойчивость вмещающих пород должна позволять иметь обнажение в указанных пределах. В некоторых случаях можно прибегнуть к креплению вмещающих пород штанговой крепью. Однако такая мера целесообразна как исключение.

Руда богата и требуется вести разработку с минимальными потерями.

При подготовительных работах (рис. 5.20) по рудному телу проходят откаточный штрек 1 и блоковые восстающие 2. Если применяют сухую закладку, то эти восстающие имеют по три отделения, два из которых служат для подачи закладки, а третье, центральное, является ходовым. Если применяют гидравлическую закладку, можно ограничиться двумя отделениями: одно будет ходовым, а другое служить для вентиляции и прокладки закладочного трубопровода. В центре блока по мере продвижения работ возводят еще один восстающий 3, имеющий три отделения. Два крайних отделения являются рудоспусками, и к ним руду доставляют с одного и другого флангов блока. Центральное отделение — ходовое и вентиляционное. Восстающие крепят сплошной венцовой деревянной крепью.

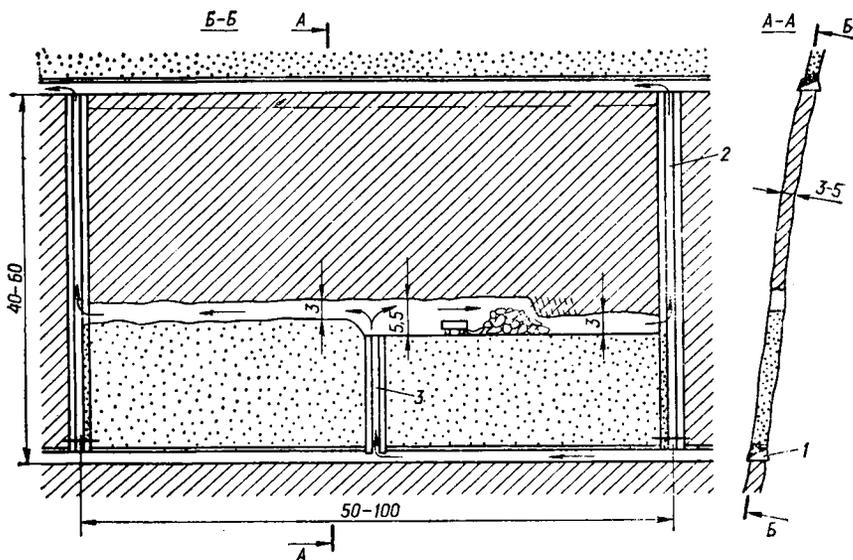


Рис. 5.20. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой:
1 — откаточный штрек, 2 — восстающий, 3 — восстающий с рудоспусками.

Иногда рудоспуски в закладке создают креплением их металлическими трубами. Наиболее распространена деревянная крепь.

Откаточный штрек крепят либо деревянной крепью (неполными крепежными рамами), либо металлической крепью из специального профиля с затяжкой боков и кровли бетонными пластинами.

Общий порядок продвижения очистных работ в блоке слоями снизу вверх. После выемки каждого слоя в блок подают закладку. Высота слоя составляет 2—3 м.

Первый слой обрабатывают на уровне кровли откаточного штрека. Способы выемки могут быть различными. Простейший заключается в том, что первый слой обрабатывают подобно проведению горизонтальной выработки, но высотой 4—5 м. После отработки первого слоя восстанавливают крепь в откаточном штреке, если она была нарушена. На почву слоя укладывают прочный настил, например из двух слоев бревен. Этот настил нужен для сохранения откаточного штрека, кроме того, в будущем, когда будет разрабатываться нижележащий слой, нужно предохранить руду в этом этаже от засорения ее закладкой, находящейся выше.

После укладки настила, в центре блока на высоту первого слоя возводят восстающий в три отделения, в рудоспускных отделениях которого оборудуют два люка.

После этого первый слой заполняют закладкой, подаваемой с таким расчетом, чтобы между ее поверхностью и поверхностью забоя остался промежуток, высота которого достаточна для дальнейшего продвижения работ (2—3 м). На поверхности закладки укладывают настил.

Наиболее распространен настил из досок, плотно пригнанных одна к другой и даже притесанных к неровностям вмещающих пород. Доски укладывают на лежни и крепят к ним гвоздями. Чтобы доски не

поломались при ведении в последующем взрывных работ и при доставке руды, лежни углубляют в закладку. Сооружение такого настила трудоемко и требует большого расхода леса. Поэтому велись изыскания по созданию других настилов. Применяли настилы из металлических листов, из старых транспортерных лент. Однако все эти конструкции распространения не получили. В последнее время появилась тенденция заменить настилы слоем бетона. На поверхность закладки укладывают слой бетона толщиной около 15 см. Для приготовления бетона применяют быстросхватывающий цемент. Устройство бетонного слоя позволяет создать поверхность, надежно предохраняющую закладку от попадания в нее отбитой руды, это чрезвычайно важно, поскольку через неплотность в настиле мелкие фракции отбитой руды попадают в закладку и теряются.

На медном руднике (Урал) отбойку руды производили через 3—4 дня после укладки бетонного слоя. Затраты на 1 т руды на устройство бетонного настила составили 0,11 руб. При доставке руды скрепером непосредственно по поверхности гидравлической закладки приходилось слой закладки толщиной 0,15—0,5 м зачищать скрепером и направлять вместе с рудой на обогатительную фабрику, так как этот слой оказывался обогащенным рудной мелочью до промышленного содержания металла. Эта процедура обходилась в 0,49 руб. на 1 т руды. Укладка бетонного слоя оказалась экономически выгодной.

После устройства настила начинают отбойку следующего слоя руды, которую производят шпурами, направленными вверх. Шпуры можно бурить телескопными перфораторами, но более производительным является применение самоходных буровых кареток. Целесообразно пробурить шпуры полностью в одной половине блока и потом взорвать все в один прием. Можно совместить бурение шпуров с доставкой руды (см. рис. 5.20). В этом случае шпуры бурят, а потом заряжают и взрывают на небольших участках. Это менее удобно, так как увеличивается количество взрывов.

Доставку руды производят различными способами. При наиболее простом, по мере продвижения работ в блоке, сооружают не один встающий в центре, а целый ряд рудоспусков, расположенных на расстоянии 8—10 м один от другого. К ним руду перелопачивают вручную. В то же время возможна сортировка руды.

Наибольшим распространением сейчас пользуется скреперная доставка руды. В этом случае длина блоков составляет около 50 м, а максимальная длина скреперования не превышает 25 м. Скреперную лебедку устанавливают в центре блока возле рудоспусков. Первоначально доставляют руду с одной стороны блока, затем той же лебедкой — с другой стороны. Для этого требуются некоторые переделки в лебедке: переносят рукояти управления с одной стороны лебедки на другую, переносят тросы и скрепер. В последнее время все более широкое распространение получает доставка с помощью самоходных погрузочно-доставочных машин. Процесс погрузки и доставки осуществляется одним рабочим, управляющим этой машиной. Наиболее высокие технико-экономические показатели достигнуты именно при применении погрузочно-доставочных машин. При этом длину блока

нужно увеличить примерно до 100 м и сделать наклонные съезды для доставки самоходного оборудования.

После отбойки руды и уборки ее в пределах одной половины блока приступают к закладочным работам. Если поверхность закладки покрыта настилом, то его убирают, чтобы в последующем использовать повторно.

Сухую закладку подают по восстающим, расположенным на флангах блока, и распределяют в пределах блока скрепером. В пределах блока ее можно транспортировать пневматическими или механическими машинами. Наконец, можно применить гидравлическую закладку. Это наиболее совершенный способ механизации закладочных работ. До подачи закладки восстающие обшивают досками, иногда брезентом, чтобы вода дренировалась, а твердые части закладки оставались в блоке.

Закладкой заполняют один слой с таким расчетом, чтобы между поверхностью закладки и забоем осталось пространство высотой 2—3 м. После этого операции повторяются. Вновь укладывают настил или сооружают бетонную подушку и начинают отбойку руды в очередном слое.

Потери руды при такой системе разработки невелики и при правильном ведении горных работ составляют 3—5 %. Потери руды могут быть значительно выше, если настил на закладке неплотен и сквозь него проникают мелкие фракции руды. Известны случаи, когда закладка настолько обогащалась рудой, что в последующем ее извлекали и использовали как руду.

Рассмотрим о р г а н и з а ц и ю р а б о т в следующих условиях: мощность залежи — 4 м, длина блока — 100 м, высота блока — 40 м. Отбойку руды ведут шпурами глубиной 2,6 м. Отбивается слой высотой 2,5 м. Шпуры бурят по сетке $0,7 \times 0,7$ м. Вкрест простирания бурят 5 шпуров, а по простиранию по половине блока в одном ряду — 70 шпуров. Всего 350 шпуров общей длиной $350 \times 2,6 = 910$ м. Все численные данные округлены до целых чисел.

Один бурильщик бурит в смену 80 м шпуров. Для бурения требуется $910 \cdot 80 = 11$ смен. Зарядка шпуров и взрыв потребуют 2 смены. Эту работу также выполняют бурильщики.

Закладка гидравлическая. В одну половину блока за цикл требуется подать $2,5 \cdot 50 \cdot 4 = 500$ м³ закладки.

Производительность закладочной установки 70 м³ в смену. Обслуживают ее три человека. Для закладки половины блока потребуется $500 : 70 = 7$ смен. Подготовка блока к закладке (устройство перемычек, наращивание рудоспуска) требует 2 смены и 3 рабочих. Поверхность закладки покрывается бетоном толщиной 15 см. Требуется бетона $4 \cdot 50 \cdot 0,15 = 30$ м³. Бетонирование проводят 3 рабочих в течение 2 смен. Срок схватывания бетона — 2 смены.

Отбитую руду доставляют к рудоспуску погрузочно-доставочной машиной. Объем отбитой руды в массиве — 500 м³, или около 1250 т. На доставку руды отводится 9 смен.

На отработку одного слоя руды затрачивается (смен): бурильщиком — 11, машинистом погрузочно-доставочной машины — 9, рабочими на закладке — 21, бетонщиками — 6. Всего — 53 чел.-смен.

Производительность труда рабочих забойной группы составит $1250 : 53 = 23,5$ т/смену. Для отработки слоя в одной половине блока требуется 26 смен. Средняя производительность блока $1250 : 26 = 48$ т/смену. При двухмесячной работе это составит $48 \cdot 22 \cdot 2 = 2112$ т/мес., или 25 344 т/г.

Отметим, что бурение и доставку руды производят одновременно, но в разных частях блока.

Управление горным давлением сводится к поддержанию вмещающих пород закладкой.

Вентиляция блока. Свежая струя воздуха поступает по откаточному штреку, затем по восстающему, расположенному в центре блока, подымается к слою, где ведутся очистные работы, омывает его и далее загрязненная струя по фланговым восстающим попадает на вентиляционный штрек. Очистной забой хорошо проветривается свежей струей воздуха.

Правила безопасности. При этой системе рабочие находятся в пределах очистного забоя, поэтому особенно важно вести регулярное и тщательное наблюдение за состоянием кровли и боков забоя и регулярно обирать их в начале каждой смены. Высота слоя по правилам безопасности не должна превышать 2,5 м. Если предполагается вести отбойку слоя большей высоты, требуется согласовать это с органами технадзора. Необходимо рудоспуски перекрывать грохотами, чтобы рабочие не попали в них. На почве первого слоя необходим настил, так как без этого настила работы по выемке ниже расположенного этажа могут быть опасными.

Достоинства системы — малые потери руды, предохранение поверхности от обрушения, возможность ведения очистных работ на нескольких этажах одновременно.

Недостаток систем — высокая себестоимость и большая трудоемкость работ по закладке выработанного пространства.

Применение самоходного оборудования для бурения шпуров, доставки руды и закладки, а также замена деревянного настила бетонным существенно повышают производительность труда при системах с закладкой и приближает ее к показателям, достигнутым при наиболее эффективных системах с обрушением вмещающих пород.

5.7.3. Система разработки наклонными слоями с закладкой

Разработку наклонными слоями применяют, если характер трещиноватости руды таков, что кровля неустойчива при горизонтальном забое и более устойчива при наклонном расположении забоя. Обычно это бывает, если руда имеет четко выраженную горизонтальную слоистость.

Второе обстоятельство, которое иногда диктует применение систем разработки наклонными слоями, заключается в том, что при наклонном расположении слоя руда под действием силы тяжести может самотеком доставляться к рудоспускам, а закладка также самотеком может подаваться в выработанное пространство. Однако для этого нужно иметь наклон слоя не менее $45-50^\circ$. Работать, стоя на таком

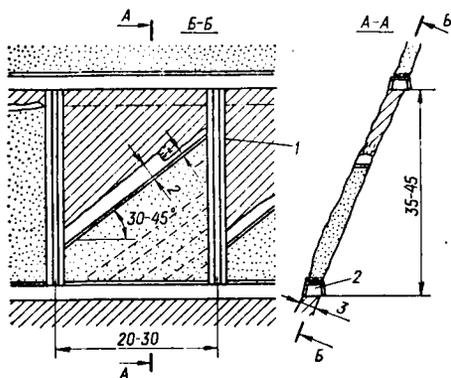


Рис. 5.21. Система разработки наклонными слоями с закладкой.

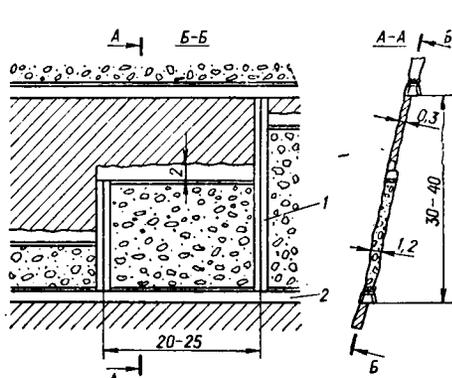


Рис. 5.22. Система разработки тонкого жильного месторождения с подработкой боковых пород и раздельной выемкой руды и породы.

уклоне, неудобно, а порой и опасно, так как возможно скатывание кусков руды или породы и травмирование ими рабочих.

Подготовительные работы заключаются в проведении рудного откаточного штрека 2 и блоковых восстающих 1 (рис. 5.21).

Очистные работы начинают на уровне кровли откаточного штрека у одного из восстающих. Постепенно образуют наклонный слой. На рисунке развитие наклонного слоя показано пунктирной линией.

Отбойку руды в наклонном слое ведут шпурами, направленными вверх. Бурят их ручными перфораторами с пневмоподдержкой. Руду отбивают в пределах всего слоя и доставляют вниз к рудоспуску по настилу, уложенному на наклонную поверхность закладки. После уборки всей отбитой в пределах слоя руды настил снимают. В выработанное пространство подают закладку с таким расчетом, чтобы между поверхностью закладки и забоем оставался промежуток высотой 1—1,5 м.

Закладку подают по закладочному отделению восстающего, расположенного в правой части блока. В выработанном пространстве она может распределяться самотеком под действием силы тяжести, либо с помощью скрепера, если угол наклона недостаточно крутой. На поверхность закладки вновь укладывают настил и производят отбойку руды в следующем слое.

Достоинством разработки наклонными слоями является возможность производить доставку руды и закладки либо самотеком, либо по наклонной плоскости.

Недостаток, по сравнению с разработкой горизонтальными слоями, сводится к более тяжелым условиям работы на наклонной поверхности, нежели на горизонтальной. Так же, как и при всех других системах с закладкой, недостатком этого варианта является трудоемкость закладочных работ и их высокая себестоимость.

Разработка наклонными слоями широко практиковалась в прошлом на Карабашском руднике на Урале. Ее применяют при разработ-

ке некоторых жильных месторождений Магаданской области и нескольких зарубежных рудниках. Но в общем разработка наклонными слоями проектируется редко, особенно в последнее время, когда созданы высокопроизводительные средства для доставки руды и закладки.

5.7.4. Система разработки весьма тонкого жильного месторождения с раздельной выемкой руды и породы

Систему применяют для разработки жильных месторождений мощностью несколько десятков сантиметров. В этом случае приходится производить выемку жилы и затем подработку боковых пород для того, чтобы создать такую ширину выработанного пространства, в которой мог бы поместиться рабочий. Минимальная ширина очистного пространства при крутом падении составляет 60 см, при пологом — 80 см. Однако и при крутом падении выработанному пространству редко придают ширину менее 80—100 см.

Подготовительные работы. Проходят откаточный штрек 2 по рудному телу и метров через 20—25 блоковые восстающие 1. Штрек и восстающие крепят деревянной крепью (рис. 5.22).

При очистных работах отработку блока ведут слоями в направлении снизу вверх. Первый слой вынимают на уровне кровли откаточного штрека. Отбойку руды производят вертикальными шпурами в пределах только жилы. Такая щель может составить несколько десятков сантиметров.

Последовательность работ по выемке первого слоя хорошо показана на рис. 5.23. Первоначально отбивают жильную массу на глубину в 1 м, затем углубляют эту щель до 2 м и после этого производят отбойку породы, чтобы расширить очистное пространство до 0,6—1,2 м, т. е. до размера, достаточного для размещения рабочего и продолжения работ в следующих слоях. Отбитую породу оставляют в очистном пространстве в качестве закладки. Вмещающие породы стремятся подработать так, чтобы их было достаточно для заполнения выработанного пространства.

После отбойки породы в первом слое крепят откаточный штрек, устраивают люки для выпуска руды, наращивают крепь рудоспусков и укладывают настил из бревен на крепь штрека.

Все последующие слои отработывают так же, как и первый, но перед отбойкой руды на поверхность закладки укладывают слой бетона толщиной 10 см. Бетон приготавливают на штреке вентиля-

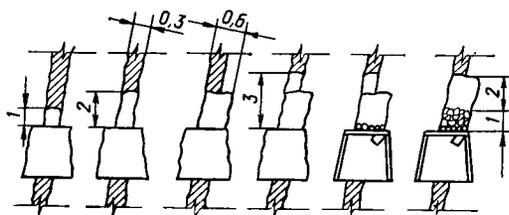


Рис. 5.23. Последовательность работ по отработке первого слоя при разработке жильного месторождения с раздельной выемкой руды и породы.

ционного горизонта и по трубе диаметром 15 см, проложенной в восстающем, подают к отработанному слою. Слой бетона нужен, чтобы отбитая руда не смешивалась с закладкой.

После скреперной уборки руды оставшуюся на

Рис. 5.24. Последовательность работ при раздельной отбойке руды и породы (а) и схема расположения шпуров (б).

поверхности бетонного слоя рудную мелочь струей воды смывают в рудоспуск. Последовательность работ по отработке слоя показана на рис. 5.24 а, а расположение шпуров — на рис. 5.24, б.

В одном из опытных блоков на руднике при разработке жилы мощностью 0,3 м получены следующие показатели: ширина очистного пространства 0,6 м; засорение 50 %, потери руды 0,6 %.

Достоинства раздельной выемки по сравнению с системой разработки с распорной крепью: снизились потери и засорение руды, повысилась производительность труда при расчете ее по металлу.

Недостатком является более сложная организация работ, чем при других системах разработки.

Успешное применение раздельной выемки требует такой организации труда, при которой руководящий и рабочий состав заинтересованы в минимальной подработке боковых пород.

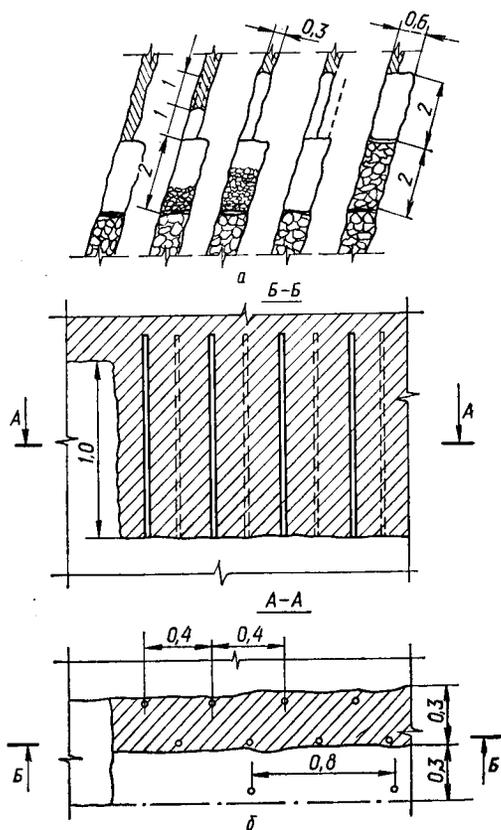
5.7.5. Сплошная система разработки с закладкой

Эту систему опишем применительно к разработке пласта медной руды в Мансфельде, ГДР. Пласт имеет мощность 0,4—0,2 м. Падение его 3—7° (рис. 5.25).

Подготовка осуществляется откаточным штреком 1, из которого через 75—150 м проходят вверх по восстанию бремсберги 2. Из этих бремсбергов параллельно откаточному штреку проходят промежуточные штреки 3.

Очистные работы начинают от откаточного или промежуточного штрека и продвигают вверх по восстанию сплошным забоем, обычно имеющим полукруглую форму в плане. По мере продвижения работ в выработанном пространстве создают выработки 4, необходимые для доставки руды.

Выемку руды и подработку вмещающих пород ведут раздельно. Предварительно на глубину от 0,4 до 0,9 м отбивают пласт руды.



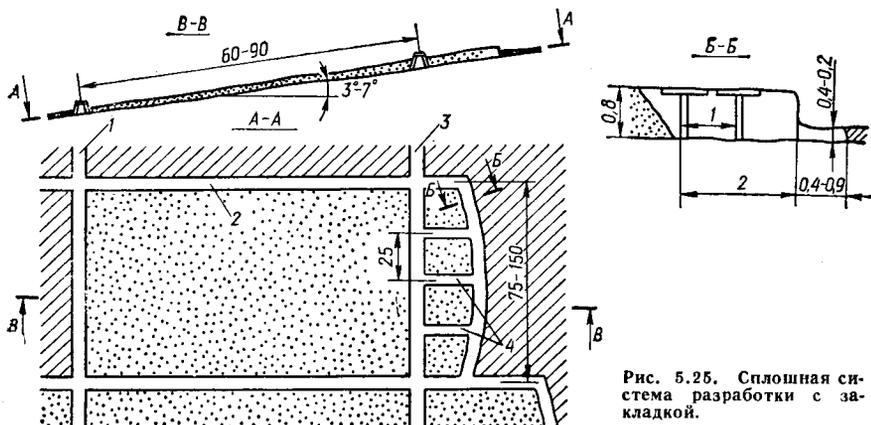


Рис. 5.25. Сплошная система разработки с закладкой.

Доставку руды осуществляют следующим путем. Вдоль полукруглого очистного забоя установлены пластинчатые конвейеры, а в выработках 4 — ленточные конвейеры. Руда поступает на пластинчатый конвейер, который передает ее на ленточный. Далее она перегружается в вагонетки, движущиеся по штреку 3 и бремсбергу 2 до откаточного штрека 1. На рудниках Мансфельда испытывали и применяли различные способы для доставки руды. В частности, в забое практиковалась доставка руды с помощью монорельсовых вагонеток. При прямолинейной форме забоя применяли доставку скреперами. Однако практика доказала преимущество доставки пластинчатым конвейером. После отбойки и уборки руды вмещающие породы подрывают с таким расчетом, чтобы образовалось очистное пространство высотой 0,8 м. Породу передают в выработанное пространство с помощью закладочных метательных машин.

Призабойное пространство крепят деревянными или металлическими стойками, которые устанавливают на метровом расстоянии одна от другой. Несмотря на тяжелые горно-геологические условия, удалось достичь довольно высоких технико-экономических показателей.

Скорость продвижения забоя составляет от 15 до 30 м/мес., а производительность труда рабочих забойной группы достигает 2—2,5 м³/смену.

5.7.6. Система разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой для мощных пологих залежей

Рассмотрим эту систему в условиях медно-никелевых месторождений.

Условия применения. Падение залежи до 20—30°. Мощность — несколько десятков метров. Устойчивость руды должна быть такой, чтобы разработку можно было вести заходками шириной не менее 8—10 м. Желательно, чтобы устойчивость пород кровли была не хуже, чем руды. Если же кровля представлена слабыми породами, то при разработке этой системой потребуются предварительно отработать слой руды у кровли и заполнить его достаточно прочной закладкой. Таким образом будет создана искусственная кровля.

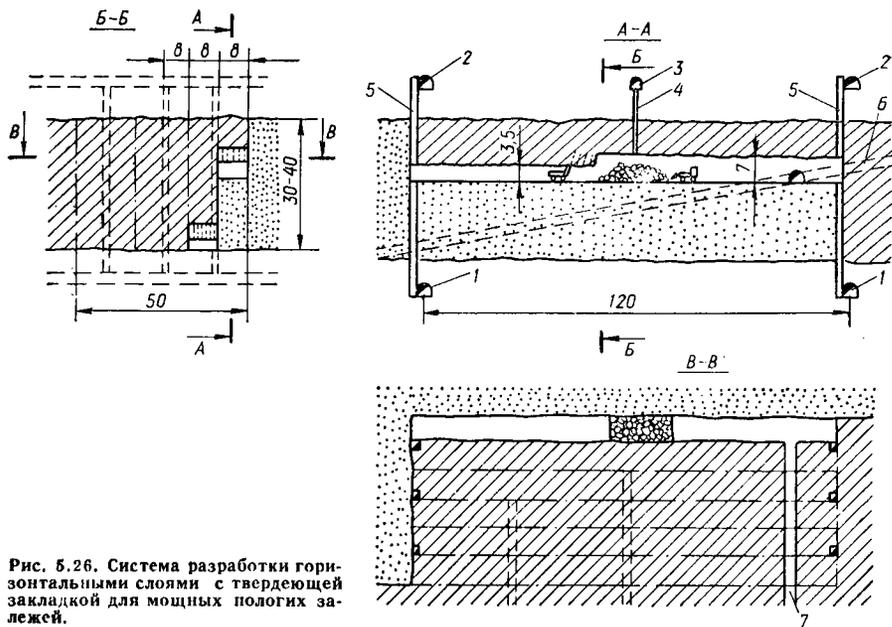


Рис. 5.26. Система разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой для мощных пологих залежей.

Дальше разработку можно продолжать слоями в направлении сверху вниз.

В плане такие залежи обычно имеют значительные размеры: длина и ширина их измеряются километрами.

Эту систему разработки вполне успешно и длительное время применяют на рудниках при разработке медно-никелевых руд на глубине от нескольких сотен до 1000 м.

Подготовительные работы. Залежь разбивают на панели штреками, пройденными в лежачем боку. Расстояние между панельными штреками 1 равно 120 м (рис. 5.26). Над панельными штреками в всячем боку проходят вентиляционные штреки 2. Посередине между вентиляционными штреками проходят закладочные штреки 3, где располагают трубопроводы, по которым подают закладку. Через 16 метров откаточный и вентиляционный штреки соединены рудоспусками 5. Каждый рудоспуск обслуживает две прирезки шириной по 8 м. Для подачи закладки из закладочных штреков пробурены вниз скважины 4 диаметром 30 см. Существенным элементом подготовки являются наклонные съезды 6, по которым перемещается самоходное оборудование, люди и материалы. Наклонные съезды соединены с очистными выработками штреками 7.

Очистные работы. Выемку залежи начинают в ее центральной части и продвигают очистные работы к границам. Панели делят на блоки с размерами в плане 50 × 120 м. Выемку блоков ведут вертикальными прирезками шириной 8 м, а прирезок горизонтальными слоями высотой 3,5 м. Слои отрабатывают в направлении снизу вверх, т. е. первый слой в каждой прирезке отрабатывают у почвы залежи. Иногда практикуют иной порядок отработки, а именно: сверху вниз. Это целесообразно при слабой, неустойчивой руде,

когда закладка устойчивее руды. Прирезки можно обрабатывать камерами, если руда и закладка достаточно устойчивы и допускают вертикальные обнажения на всю мощность залежи. Наиболее распространенным является вариант, показанный на рисунке, когда руда и закладка обнажаются по вертикали на 7—8 м.

Отбойку руды ведут шпурами, направленными вверх. Применяют дизельные самоходные бурильные установки «Каво-Дрилл» и «Бумер-131», снабженные 2—3 перфораторами. Доставку руды осуществляют погрузочно-доставочными машинами СТ-5А и СТ-2Б.

Производительность буровых установок 100—200 м/смену, погрузочно-доставочных машин — 500—600 т/смену.

Расход подготовительных выработок 2 м на 1000 т руды. Потери руды — 1,5 %, засорение — 8 %.

5.7.7. Камерная система разработки с твердеющей закладкой для мощных крутых месторождений

Рассмотрим эту систему в условиях никелевых рудников Кольского полуострова.

Условия применения: пластообразная рудная залежь имеет мощность от долей метра до 45 м в раздувах, обычно, около 3 м, угол падения в среднем 55°. Коэффициент крепости руды 8—12, пород 10—14. Объемная масса руды — 3,35 т/м³, породы — 2,9 т/м³.

Месторождение вскрыто двумя автотранспортными уклонами, пройденными под углом 5° 43'. По одному из уклонов на поверхность выдается горная масса, по другому доставляются материалы, оборудование и люди. Высота этажа принята 60 м.

При подготовительных работах на откаточных горизонтах пройдены рудные и полевые штреки 3 (рис. 5.27). Рудными восстающими 1 этаж делят на блоки длиной 40 м. Полевой и рудный штреки через 20 м соединены ортами 2, в которые заходят погрузочно-доставочные машины.

По полевым штрекам площадью сечения 22 м² движутся автосамосвалы грузоподъемностью 20 и 45 т. Рудные штреки имеют площадь сечения 15 м², а подэтажные — 13 м².

Очистные работы. Отбойку руды производят веерными комплектами скважин, которые бурят самоходными буровыми установками. Расстояние между веерами скважин 1,2—1,6 м, а между конца-

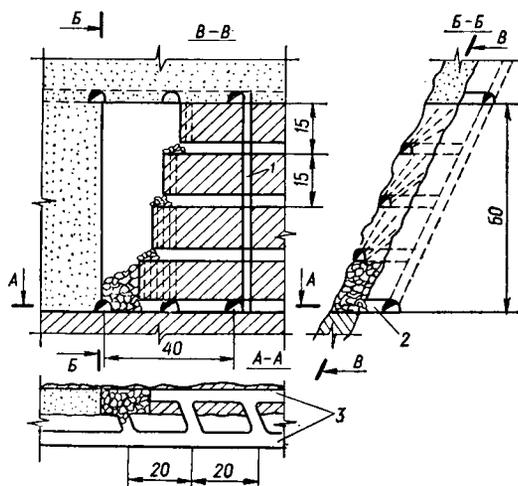


Рис. 5.27. Камерная система разработки с твердеющей закладкой.

ми скважин 1,5 м. Диаметр скважин 56—65 мм. Расход ВВ на отбойку руды составляет 1,2 кг/м³.

Отбитую и выпущенную на уровень транспортного горизонта руду доставляют на полевой штрек погрузочно-доставочными машинами, где перегружают в автосамосвалы, доставляющие ее на поверхность. Производительность 45-тонного автосамосвала при расстоянии до поверхности 3 км составляет 52 м³/смену.

При самоходном оборудовании производительность труда рабочего забойной группы составляет около 8 м³/смену, в то время как на других рудниках комбината, применяющих переносное горное оборудование, производительность труда составляет 4—6 м³/смену.

После отработки камеру заполняют твердеющей закладкой и затем приступают к отработке соседней камеры.

При мощности залежи менее 3 м применяют систему с магазинированием руды, причем все размеры блока и способ его подготовки остаются теми же, что и при камерной системе. Исключаются лишь поэтажные штреки, поскольку отбойку ведут шпурами, которые бурят телескопными перфораторами. Днище блока остается плоским и без дучек.

Самоходное оборудование применяют на 56 рудниках Министерства цветной металлургии. Применение этого оборудования повысило производительность труда рабочих забойной группы в 1,5—2 раза.

5.7.8. Камерная система разработки с твердеющей закладкой для мощного крутого месторождения в условиях Запорожского железорудного комбината

С начала 70-х годов разрабатывается месторождение с содержанием железа около 60 %. Мощность основной залежи 100 м. Падение 55—90°. Коэффициент крепости руды 4—7, пород 8—15. Руда покрыта толщей обводненных наносов мощностью 300—400 м. Первоначально предполагалось осушить наносы и вести разработку системами с обрушением пород подобно рудникам Кривбасса. Осуществить осушение не удалось. Депрессионная воронка оказалась очень пологой. Поверхность земли в результате откачки воды в районе шахт осела на 1,5—2 м. Крезь стволов деформировалась, но поверхностные сооружения не пострадали, так как прогиб поверхности был очень пологим. Было решено начать разработку месторождения с твердеющей закладкой выработанного пространства без обрушения вмещающих пород. Это решение успешно осуществлено.

Вертикальными стволами и квершлагами было вскрыто 2 этажа: 480—400 и 400—320 м. Между горизонтом 320 м и наносами оставлена защитная толща руды мощностью от 30 до 100 м. Первоначально начали разработку этажа 480—400 м, а затем перешли на разработку вышележащего этажа 400—320 м. Такой порядок отработки был необходим для изучения поведения обводненных наносов под защитой достаточно большой толщи руды. В настоящее время вскрывают и подготавливают месторождение на двух нижележащих горизонтах 560 и 640 м.

Р а з м е р ы к а м е р. Ширина камер принята 15 м, хотя иногда успешно обрабатывали камеры шириной 30 м. Начали разработку мес-

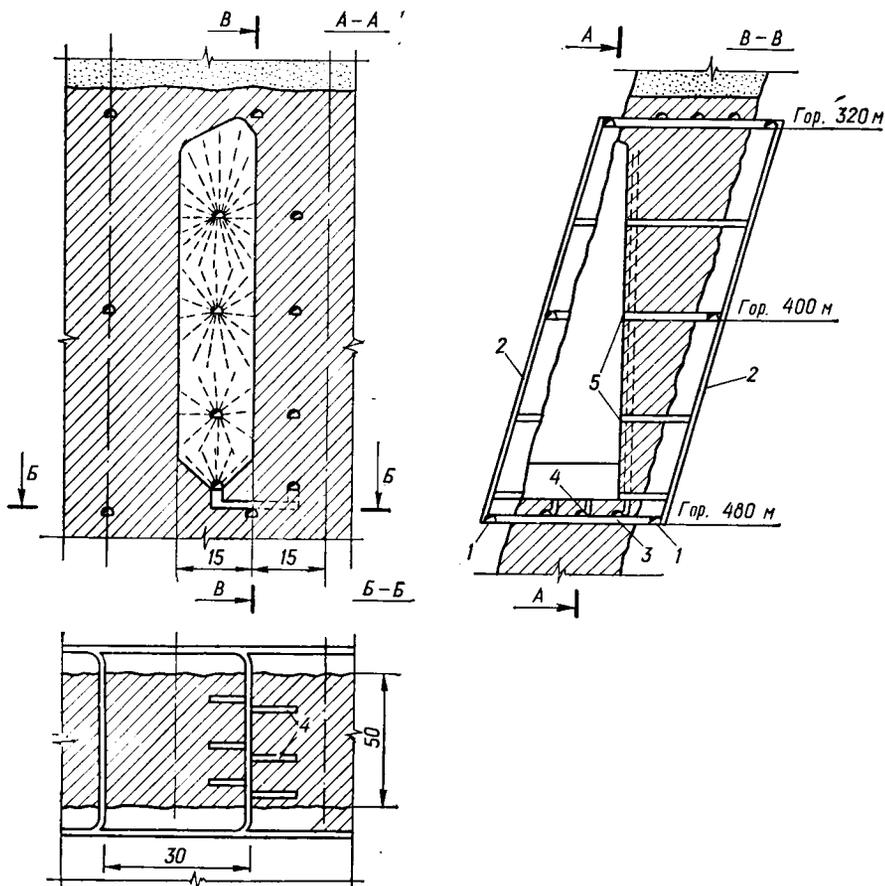


Рис. 5.28. Камерная система разработки с твердеющей закладкой.

торождения камерами высотой 40 м. Исследованиями, проведенными в Днепропетровском горном институте, было доказано, что, во-первых, высоту камер можно значительно увеличить и вести разработку камерами, расположенными в двух этажах. Это предложение было осуществлено, и высота камер увеличена до 140 м; во-вторых, целесообразно придать сечению камер ромбообразную форму, при которой исчезают междуэтажные целики.

Подготовительные работы (рис. 5.28). Полевые откаточные штреки 1 проходят в лежачем и висячем боках залежи. Полевые восстающие 2 (ходовой, рудоспускной и для доставки материалов) проходят также в обоих боках залежи. Затем проходят откаточные орты 3, выработки для вибропитателей 4 и буровые орты 5.

Очистные работы. Общий порядок ведения очистных работ сводится к тому, что шахтное поле делят на участки длиной по простиранию 75 м. На участке находятся 5 камер, если мощность залежи 50 м, и 10 камер, если мощность залежи 100 м. Длина камер вкрест простирания составляет 50 м. Одновременно в пределах участка находятся

в отработке 1—2 камеры (рис. 5.29). Их обрабатывают в таком порядке, чтобы между двумя камерами, в которых ведется отбойка руды, находился целик из руды или закладки мощностью 30 м (ширина двух камер).

Отбойку руды производят веерными комплектами скважин, которые бурят станками НКР-100 М. Заряжают скважины машинами барабанного типа ЭМБС-2. Расход ВВ около 0,5 кг/т. Грузят отбою руду в вагонетки вибропитателями ВВДР. Средняя производительность камеры составляет 26 тыс., максимальная — 84 тыс. т/мес.

Твердеющую закладку готовят на закладочном комплексе, расположенном на поверхности. Закладку спускают на уровень закладочных горизонтов 400 и 325 м по трубам, помещенным в две скважины, пробуренные из здания закладочного комплекса до горизонта 400 м. Закладочный комплекс состоит из складов песка, шлака и цемента, а также корпуса, где находятся мельницы для измельчения шлака и смесители. Проектная производительность закладочного комплекса 1,5 млн. м³ закладочной смеси. Состав закладки приведен в табл. 20.

Все работы по закладке камер, т. е. подготовку камер, транспортирование закладки и ее приготовление на поверхности, выполняет закладочный участок. Подготовка камер сводится к заполнению дучек и воронок отбитой рудой и сооружению перемычек в выработках, входящих в камеры.

Закладку подают в камеру до тех пор, пока она не поднимется на 1—2 м выше перемычки. Затем подачу закладки прекращают на 2—3 смены, чтобы закладка затвердела, и вновь продолжают закладочные работы.

Таблица 20. Состав твердеющей закладки в зависимости от тонины помола гранулированного шлака

Материалы	Содержание в шлаке частиц крупностью менее 0,074 мм, %	Расход материалов на 1 м ² закладки, кг		
		Номер состава		
		1	2	3
Доменный шлак	70—80 50—60 40—50	400	450	500
Цемент М-400		2	10	15
Песок		1350	1300	1200
Вода		450	450	450

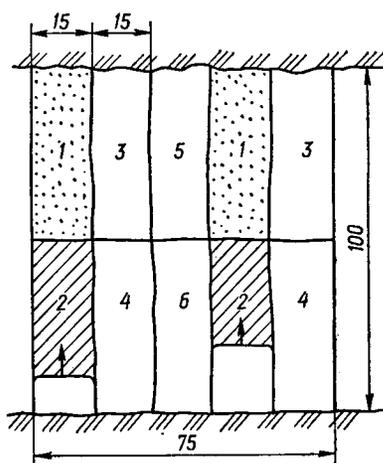


Рис. 5.29. Порядок отработки камер при мощности залежи 100 м.

Это позволяет уменьшить гидростатическое давление на перемычке. Ведутся работы по испытанию перемычек из резиновых баллонов, наполненных водой или воздухом.

Достигнуты следующие технико-экономические показатели. Производительность труда рабочего по шахте — 11,6 т/смену, по комбинату — 6,4 т/смену. В состав комбината входит одна шахта «Эксплуатационная» и вспомогательные цеха. Себестоимость

добычи 1 т руды — 8,4 руб., потери руды — 8,2 % засорение — 4 %. Расход на 1 т руды электроэнергии — 61,3 кВт · ч, сжатого воздуха — 148 м³. Производительность труда бурильщика — 13,6 м/смену.

Стоимость строительства закладочного комплекса составляет около 10 млн. руб. Стоимость 1 м³ закладки — 4—5 руб., что на 1 т руды составляет 1—1,5 руб.

5.7.9. Заключение по системам разработки с закладкой

Системы разработки с закладкой приобретают все большее распространение. Их применяют преимущественно в двух случаях, а именно, при разработке богатых месторождений, когда необходимо добиться минимальных потерь руды и при необходимости сохранить поверхность земли.

Значение систем разработки с закладкой возрастает в связи с тем, что все более осознается недопустимость порчи поверхности земли горными работами. Кроме того, современные средства механизации позволяют при системах разработки с закладкой получить технико-экономические показатели того же порядка, что и при системах с обрушением вмещающих пород.

Наконец, при разработке камерными системами таких крепких руд, как железистые кварциты, возможно использование камер для складирования в них в качестве закладки хвостов обогатительных фабрик.

В последние годы совершенствование системы разработки с закладкой шло двумя направлениями. С одной стороны все более широкое применение находят самоходное буровое и транспортное оборудование, с другой — использование твердеющей закладки придало закладочным работам индустриальный характер и исключило затраты тяжелого физического труда.

5.8. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ И ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

5.8.1. Сущность и условия применения

Сущность этих систем заключается в том, что при разработке месторождений сначала устанавливают крепь для поддержания руды и вмещающих пород, а затем вводят закладку. Таким образом, в этих системах применяются все известные способы поддержания выработанного пространства. В данном случае можно использовать любой вид крепи и любой способ ведения закладочных работ, вести разработку месторождения мощностью 1,5—2 м с распорной крепью и по мере отработки слоев вводить закладку, можно вести разработку мощного месторождения со станковой крепью и также, после отработки слоя, вводить закладку.

Условия применения. Системы с креплением и закладкой применяют, если необходимо предохранить поверхность от обрушения при разработке слабых, неустойчивых руд, залегающих в та-

ких же неустойчивых породах. Неправильная форма месторождения, переменные элементы залегания, изменения мощности рудного тела не препятствуют разработке месторождений этими системами.

Системами с креплением и закладкой можно разрабатывать как крутые, так и пологие месторождения. Ниже дано описание этих систем применительно к разработке крутых месторождений.

Мощность месторождений может быть любой, поскольку различные варианты системы приспособлены для разработки рудных тел той или иной мощности. Системы разработки с креплением и закладкой целесообразно применять только при выемке весьма ценных руд, так как разработка этими системами обходится дорого.

В настоящее время системы разработки с креплением и закладкой применяют редко. Поэтому дадим лишь краткое описание двух вариантов.

5.8.2. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой и станковой крепью

Эту систему применяют при мощности залежи порядка 6—10 м.

Подготовительные работы (рис. 5.30). Откаточный штрек 1 проходят по рудному телу, на флангах блока проходят восстающие 2, в центре блока — восстающий 3. Откаточный штрек может быть закреплен любым видом крепи, в частности обычной деревянной в виде крепежных рам. Для восстающих применяют станковую крепь, которая используется и в очистных работах.

Очистные работы. Выемка полезного ископаемого в пределах блока ведется снизу вверх. Первый слой отработывают на уровне кровли откаточного штрека. Затем отработывают следующий слой и после этого в первый слой подают закладку.

Отбойку руды производят горизонтальными шпурами. За один прием руду отбивают в объеме, занимаемом одним станком крепи. Высота станка около 2 м, а его основание — $1,5 \times 1,5$ м. По настилу, уложенному на крепь, отбитую руду доставляют к рудоспускам, расположенным на флангах блока. Если доставку предполагается вести вручную перелопачиванием, то по мере продвижения работ в закладке возводят рудоспуски через 6—7 м. После уборки отбитой руды устанавливают крепь, т. е. крепь устанавливается вплотную к забою.

Закладку подают по восстающему, расположенному в центре блока. Ее распределяют в выработанном пространстве с помощью небольших вагонеток, пневматическими или металлическими закладочными машинами. Обычно работы ведут в двух слоях. В одном слое ведется отбойка

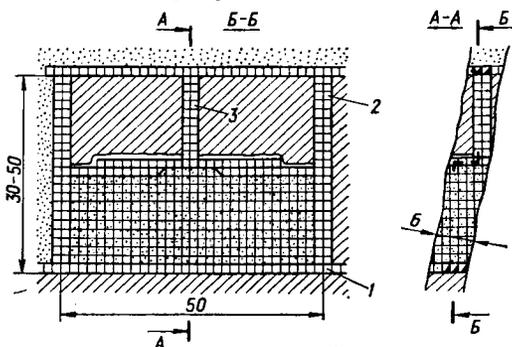


Рис. 5.30. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой и станковой крепью.

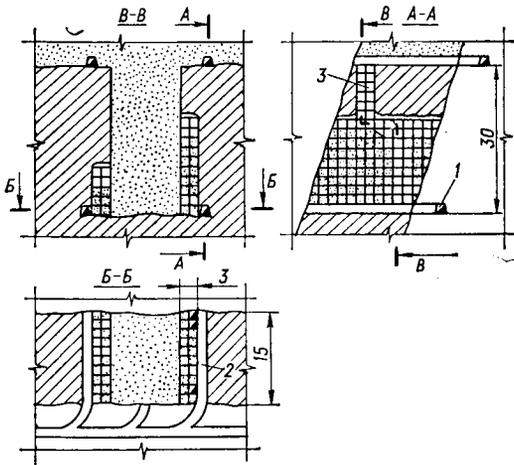


Рис. 5.31. Система разработки вертикальными прирезками со станковой крепью и закладкой.

При проветривании блока свежая струя поступает по откаточному штреку, подымается по восстающим, расположенным на флангах блока, омывает очистной забой и по центральному восстающему загрязненный воздух поступает на вентиляционный горизонт.

Правила безопасности. Станковая крепь должна быть установлена тщательно: ее вертикальные элементы должны быть строго вертикальными. Каждый станок крепи расклинивается. В этом случае при ведении взрывных работ станки не разрушаются. Настил, на который принимают отбитую руду, должен быть сделан достаточно прочно. Не допускается оставлять незаложенными более трех слоев, так как одна станковая крепь без закладки не может выдержать возникающее в блоке горное давление.

Достоинством системы является возможность вести разработку слабых руд, залегающих в слабых породах, без нарушения поверхности.

Потери руды при правильном ведении работ невелики.

Недостаток системы — это чрезвычайно большой расход леса, высокая трудоемкость работ и высокая себестоимость добычи полезного ископаемого.

5.8.3. Система разработки вертикальными прирезками с закладкой и станковой крепью

Эту систему можно применять при любой мощности рудного тела. Вертикальная прирезка шириной в 2—3 станка (6—9 м) располагается вкрест простирания рудного тела.

Подготовительные работы (рис. 5.31). Откаточный штрек 1 проходит в породах лежачего бока. Затем проходят откаточные орты 2. В пределах будущей вертикальной прирезки проходит восстающий 3 по рудному телу. Восстающий крепят станковой крепью.

руды и крепление, а в другом, нижерасположенном, — закладка. Такое положение работ показано на рисунке.

Потери руды возникают из-за просыпания рудной мелочи через настил в закладку. Для уменьшения потерь закладку необходимо покрывать плотным настилом. Нормальные потери составляют 3—5 %.

Управление горным давлением осуществляют путем поддержания вмещающих пород станковой крепью и закладкой.

Штрек может быть закреплен станковой или какой-либо другой крепью.

Очистные работы заключаются в выемке вертикальной прирезки слоями снизу вверх. Первый слой крепят, причем крепь устанавливают каждый раз после отбойки руды в объеме одного станка. Затем обрабатывают второй слой руды и также устанавливают станковую крепь. Первый слой заполняют закладкой, поданной в блок с вентиляционного горизонта. Аналогично продолжают выемку последующих слоев.

Работы по отбойке руды и закладке ведут в двух разных слоях так же, как и при разработке горизонтальными слоями со станковой крепью. После выемки одной вертикальной прирезки рядом обрабатывают следующую.

5.9. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

5.9.1. Сущность и условия применения

При разработке мощных крутых месторождений их разбивают на слои мощностью около 3 м. Слои обрабатывают последовательно один за другим в направлении сверху вниз. Отработку руды в слое производят заходками или лавой и по мере продвижения работ обрушают кровлю. Такую систему разработки называют слоевым обрушением.

При разработке горизонтальных и пологих месторождений мощностью до 2—3 м залежь делят на вытянутые в плане участки — столбы. В пределах столбов выемку руды производят заходками или лавой и обрушают кровлю. Такую систему разработки называют столбовой.

Вмещающие породы и руда должны достаточно хорошо обрушаться, т. е. обладать небольшой крепостью. Столбовыми системами разрабатывают месторождения марганца, калийных солей.

5.9.2. Столбовая система разработки с выемкой руды заходками

Описание системы разработки дается применительно к марганцевым месторождениям Украины.

Подготовительные работы. От главного ствола шахты проходят главный откаточный штрек 1 и главный вентиляционный штрек 2 (рис. 5.32). Из этих штреков проходят панельный вентиляционный 3 и панельный откаточный 4 штреки. Перпендикулярно панельным штрекам проходят выемочные штреки 5. Выемочными штреками панель делится на участки, именуемые длинными столбами. Ширина этих столбов обычно составляет 15—100 м, длина — 300—1000 м. Поскольку и руда, и вмещающие породы неустойчивые, приходится применять достаточно надежную крепь в этих штреках. Главные панельные штреки крепят кольцевой металлической крепью из специального профиля. Применяют затяжку бетонными пластинами. Необходима кольцевая крепь, так как в слабых породах

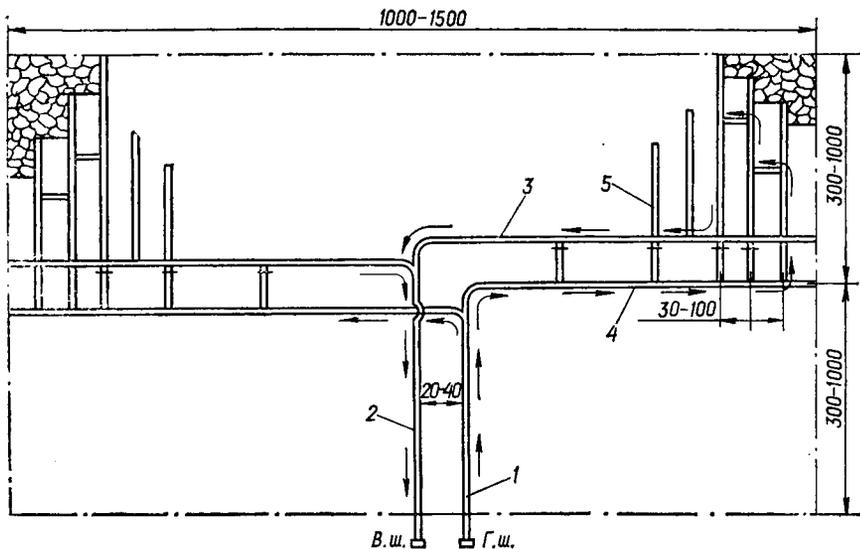


Рис. 5.32. Схема подготовительных выработок при столбовой системе.

наблюдается пучение почвы. Выемочные штреки служат менее длительный промежуток времени, чем главные и панельные, поэтому их крепят металлической арочной крепью.

Очистные работы. Выемку длинных столбов производят заходками, которые представляют собой обычные горизонтальные выработки. Очистные работы показаны на рис. 5.33. Расположение заходок относительно выемочного штрека может быть различным. На рисунке показан случай, когда рядом с обрушенной породой оставляют

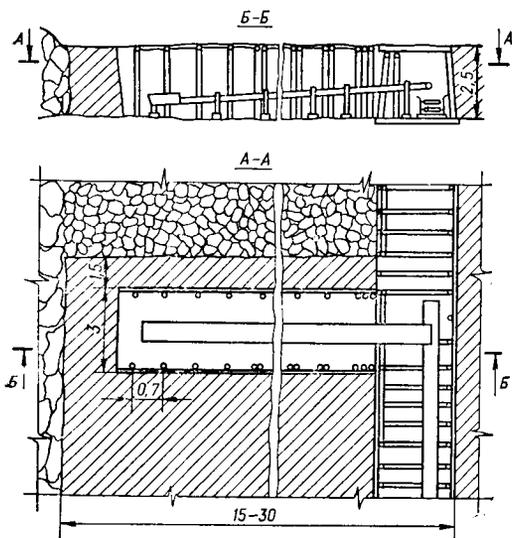


Рис. 5.33. Столбовая система разработки при выемке столба заходками.

целик шириной 1—1,5 м и затем проходят заходку из выемочного штрека. Этот целик после выемки отрабатывают в обратном порядке. Часто заходки располагают непосредственно рядом с обрушенным пространством. Можно одновременно производить выемку двух заходок, расположенных рядом (так называемая выемка спаренными заходками). В зависимости от принятого способа доставки руды заходки можно располагать либо перпендикулярно к выемочному штреку, либо под тупым углом. Отбойку руды в заходках и погрузку ее на

конвейер производят машиной барабанно-лопастного типа, специально созданной для марганцевых рудников. Отбойку можно вести отбойными молотками и затем грузить руду погрузочной машиной. По заходке до выемочного штрека руду доставляют конвейером. Далее по выемочному штреку другим конвейером до панельного штрека. По панельному и главному штреку руду транспортируют в вагонетках с помощью электровозов. Возможны и другие способы доставки. В частности, можно применять в заходках изгибающийся конвейер, который в виде наездника располагается над конвейером в выемочном штреке. Если конвейер требуется удлинить, его изгибают и продвигают из выемочного штрека в заходку. Это позволяет не удлинять конвейер по мере выемки руды в заходке. Заходки крепят металлической арочной крепью в разбежку через 0,6—0,7 м.

После отработки заходки кровлю обрушают. Крепь из заходок извлекают лебедкой и используют повторно. После извлечения крепи кровля в заходке обрушается естественно без каких-либо дополнительных средств. После обрушения кровли рядом с обрушенным пространством обрабатывают следующую заходку, т. е. работы продолжают от границ шахтного поля к панельному штреку. В пределах шахтного поля на обоих его флангах в отработке может находиться несколько столбов. В каждом из следующих столбов очистные работы должны опережать работы, осуществляемые в предыдущем столбе.

У п р а в л е н и е г о р н ы м д а в л е н и е м сводится к обрушению кровли после выемки руды в заходке и поддержанию ее крепью в период отработки.

В е н т и л я ц и я. Свежий воздух поступает по основному стволу шахты, движется по главному и панельному откаточным штрекам до границ шахтного поля, где производится отработка залежи. Здесь воздух поступает в выемочный штрек. По вентиляционным сбойкам проходит через несколько выемочных штреков и затем загрязненная струя воздуха попадает на панельный вентиляционный штрек, из которого на главный вентиляционный штрек и, наконец, по вентиляционному стволу шахты на поверхность. Вентиляционные перемычки устанавливают в сбоях между панельным откаточным и панельным вентиляционным штреками. Установка этих перемычек позволяет направлять воздушную струю по изложенной выше схеме. Непосредственно к заходкам свежая струя воздуха не попадает, она проходит на расстоянии 20—30 м от заходки, поскольку вентиляционные сбойки проходят именно на таком расстоянии одна от другой. Несмотря на это, условия проветривания достаточно благоприятны преимущественно потому, что отбойка руды производится без применения взрывных работ. Участок выемочного штрека от вентиляционной сбойки до заходки и сама заходка проветриваются за счет диффузии и за счет сжатого воздуха, если для отбойки и погрузки руды используются механизмы, работающие на пневматической энергии.

О р г а н и з а ц и я р а б о т. В заходке работают 2 забойных рабочих, которые выполняют все работы по отбойке руды, уборке ее и креплению. За смену 2 рабочих проходят заходку на 1,5 м и устанавливают две крепежные рамы. Отбивается около 25 т руды, т. е. производительность труда забойного рабочего составляет около 12 т/смену.

Посадку кровли обычно осуществляет специальная бригада, укомплектованная наиболее квалифицированными рабочими. Заходку длиной 30 м отрабатывают за 6—7 дней.

Технико-экономические показатели: производительность труда забойного рабочего — 12—20 т в смену, потери руды — 10—15 %, засорение — 2—7 %, расход металлической крепи — 0,3—0,5 кг/т.

Правила безопасности. Высота заходок должна быть не более 3 м, следовательно, этой системой можно разрабатывать залежи, имеющие мощность не более указанной. При разработке слабых руд крепь не должна отставать от забоя более чем на 0,7 м. Новую заходку можно начинать только после обрушения кровли в ранее отработанной заходке. Перерывы в ведении очистных работ не допускаются, так как в этом случае развивается значительное горное давление, крепь может быть нарушена и оставшуюся руду трудно будет извлечь.

Достоинством этой системы является возможность вести разработку неустойчивых руд, залегающих в таких же неустойчивых породах. В этих условиях применять другие более эффективные системы разработки, например системы с открытым выработанным пространством, невозможно.

Недостатком системы является низкая производительность труда и значительный объем не поддающихся механизации работ по возведению крепи и обрушению кровли.

5.9.3. Столбовая система разработки с выемкой руды лавами

Первые опыты по отработке месторождения марганца (Украина) лавами были осуществлены в 30-е годы. Применили деревянную крепь, однако управлять кровлей в лаве с помощью деревянной крепи оказалось невозможно из-за высокого горного давления.

В 1956 г. была испытана щитовая крепь Ш-52-Р. В 1957 г. после реконструкции щит получил название ЩН-М-57. Отработано три столба общей длиной 680 м и получены хорошие технико-экономические показатели: производительность труда забойного рабочего увеличилась в 3 раза, сократился расход крепежного леса. Отбойка и погрузка руды, как и в заходках, выполнялись вручную. Этот опыт доказал возможность добычи руды лавами в условиях марганцевых месторождений.

В 1961—1963 гг. испытана щитовая крепь КМ-3 («Мосбасс») в сочетании с крепью сопряжения лавы со штреком ГКС-3, забойным конвейером КЗШ-М и перегружателем ПМЩ. Отбойку руды производили отбойными молотками с частичной самонавалкой на конвейер. Было отработано несколько столбов длиной 180—300 м при длине лавы 30—40 м. Лава давала в смену 120—150 т руды, что в 2—3 раза больше, чем при отработке пласта заходками. Щитовая крепь надежно поддерживала породы кровли и обеспечивала нормальный режим очистных работ.

В 1970 г. был составлен проект, а Узловским машиностроительным заводом изготовлен комплекс КВМ-А.

В 1972 г. комплекс был испытан. Отработан столб длиной 570 м и шириной 56 м. После реконструкции комплекса в 1973 г. он был испытан на шахте № 4—7, причем были получены вполне положительные результаты. Был отработан столб длиной 300 м и шириной 56 м. Мощность пласта — 2,8 м. Суточная добыча составила 550—570 т, скорость продвижения забоя — 35 м/мес., производительность труда рабочего на очистных работах — 36 т/смену.

В ходе испытания НИГРИ были проведены определения нагрузки на крепь и сопротивление гидростроек. Эти исследования позволили сделать вывод, что для условий разработки марганцевых руд вполне подходят серийно выпускаемые комплексы ОКП. Комплексы с оградительно поддерживающими креплениями должны удовлетворять следующим требованиям: сопротивление гидростроек должно быть равно 1800 кН; сопротивление секции крепи 600 кН/м²; удельное давление на почву пласта не более 1600 кН/м². В 1977 г. комплекс ОКП был испытан¹.

В последние годы Днепропетровским горным институтом проведен ряд работ по внедрению механизированных комплексов и бурошнековых установок на марганцевых рудниках.

Подготовительные работы проводят так же, как и при выемке руды заходками, но размеры столба увеличивают: длину до 800—1000 м, ширину до 100 м. Штреки крепят замкнутой крепью из спецпрофиля, состоящей из верхняка, двух стоек и лежня. В зоне влияния очистных работ дополнительно устанавливаются крепь усиленная, в которую включены цилиндры, заполненные парафином. При возрастании нагрузки парафин выдавливается через небольшое отверстие, что позволяет элементу крепи работать с постоянным сопротивлением порядка 25 т (рис. 5.34).

Очистные работы. Выемку руды ведут лавой длиной 100 м. Лава оборудована комплексом ОКП-70, в состав которого входят механизированная крепь Т-1, комбайн КШ-1КГ, конвейер СУ-ОКП, гидравлическая система и электрооборудование. Основные данные комплекса: ширина секции крепи — 1,1 м, длина — 3,2 м, высота — 1,7—2,5 м; рабочее сопротивление — 800 кН, среднее удельное давление на почву — 7,5 кг/см², шаг передвижки крепи — 0,63 м, усилие передвижки

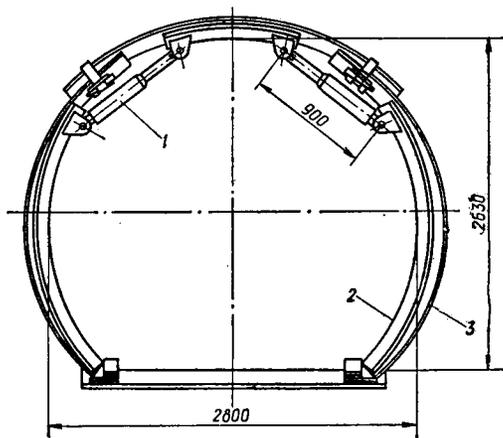


Рис. 5.34. Усиленная крепь штреков при разработке месторождения марганца столбовой системой с выемкой руды лавой:

1 — цилиндр, заполненный парафином, 2 — стойка усиленной крепи, 3 — стойка обычной крепи.

¹ Урванцев В. П., Остроухов И. И., Логвинов В. П. Добыча, переработка и использование марганцевых руд.— М.: Недра, 1980.— 293 с.

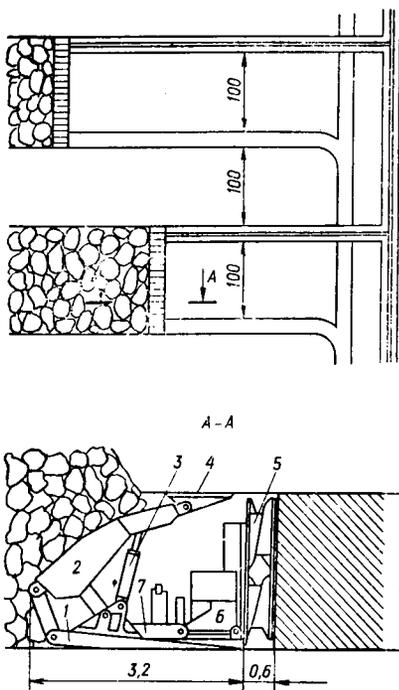
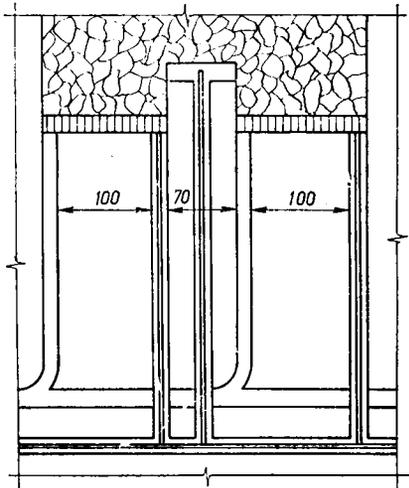


Рис. 5.35. Столбовая система разработки с выемкой марганцевой руды лавой, оборудованной крепью ОКП-70 и комбайном КШ-1КГ:

1 — основание крепи, 2 — оградительное перекрытие, 3 — гидравлическая стойка, 4 — козырек, 5 — комбайн, 6 — конвейер, 7 — гидродомкрат.

Рис. 5.36. Отработка столба между двумя лавами заходками.



секции крепи — 240—320 кН, масса секции крепи — 3,1 т, расчетная производительность комбайна — 4 т/мин, ширина захвата (ленты, снимаемой комбайном) — 0,63 м, скорость подачи — 0,3—0,4 м/мин, максимальное тяговое усилие — 100 кН, мощность электродвигателя комбайна длительная — 70 кВт, напряжение — 380 В, длина комбайна — 7,1 м, ширина — 0,95 м, масса — 12,5 т; скорость движения скребковой цепи конвейера — 0,92 м/с, мощность электродвигателя — 32 кВт, напряжение — 380 В, масса конвейера — 56,5 т.

По мере продвижения комбайна секции крепи передвигают гидродомкратами в сторону забоя на ширину захвата, т. е. на 0,63 м. Комбайн отбивает руду и грузит ее на конвейер.

Столбы отработывают лавами через один, как показано на рис. 5.35. В дальнейшем столб, оставленный между двумя отработанными лавами, предполагается вынуть также лавой с комплексом ОКП-70. Пока же поступают несколько осторожнее, а именно, между двумя лавами оставляют столб шириной 70 м и отработывают его заходками (рис. 5.36).

Управление горным давлением осуществляют поддержанием кровли в призабойном пространстве с помощью металлической крепи и путем обрушения ее за пределами этого пространства.

В е н т и л я ц и я. Проветривание очистных работ при отработке столба лавой значительно лучше, чем при выемке его заходками. Свежая струя воздуха поступает в лаву по одному из выемочных штреков, омывает ее и затем загрязненный воздух по другому выемоч-

ному штреку уходит на вентиляционный штрек. Лава постоянно омывается струей свежего воздуха.

Достоинством этого варианта системы является возможность достичь более высокой производительности труда, чем при выемке столба заходками. Возможна полная механизация основных производственных процессов.

Недостаток — система применима только при слабой обводненности и достаточной прочности пород кровли.

Переход на выемку марганцевой руды лавами с механизированными комплексами признан главным направлением развития горных работ в этой отрасли.

5.9.4. Столбовая система разработки с выемкой руды бурошнековыми установками

Условия применения. Горизонтальные и пологие месторождения успешно обрабатывают столбовой системой, если их мощность составляет 1,7—3 м, а невысокая крепость руды позволяет применить комбайны. Но на таких месторождениях значительная часть запасов руды находится в пластах мощностью менее 1,7 м. Именно в таких условиях возможно применение бурошнековых установок для добычи руды. Испытываются эти установки на марганцевых месторождениях Украины.

При подготовительных работах залежь делится штреками на столбы. Ширину столбов принимают равной 40—50 м, что равно удвоенной глубине скважин.

Выемочные штреки крепят замкнутой крепью из специального профиля. Ширина основания крепи — 2,5 м, высота — 2,7 м.

Сущность очистных работ сводится к тому, что из выемочного штрека по пласту бурят скважины диаметром 0,6—0,7 м и глубиной 20—30 м. Руду, полученную при бурении скважин, перегружателем перемещают в вагонетки.

На марганцевых рудниках уже в продолжении нескольких лет ведутся экспериментальные работы по добыче марганцевой руды из пластов мощностью от 0,7 до 1,7 м с помощью бурошнековой установки БУГ-3М. Установка выпускается серийно (рис. 5.37).

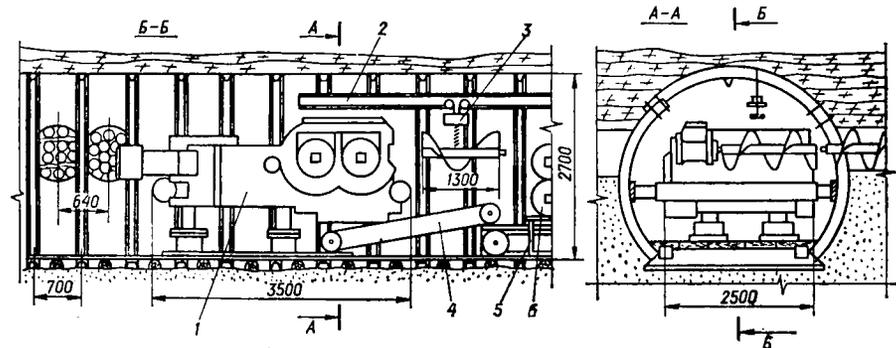


Рис. 5.37. Добыча марганцевой руды бурошнековой установкой БУГ-3М: 1 — установка БУГ-3М, 2 — монорейло, 3 — тельфер, 4 — ленточный перегружатель, 5 — полук для шнеков, 6 — шнеки.

Диаметр скважин — 0,64 м, глубина — 20—25 м. Установка БУГ-3М монтируется на салазках и крепится в штреке двумя горизонтальными распорными колонками. Бурят одновременно две скважины, сначала в одну стенку штрека, затем в другую. Перемещают буровую установку лебедкой, но можно создать самоходную конструкцию.

По мере продвижения работ крепь из штрека извлекают и штрек погашают. Чтобы уменьшить давление на крепь, устья скважин заполняют деревянными чурками, но дальше на всем остальном протяжении скважины обрушаются.

В результате экспериментальных исследований получены следующие средние показатели: добыча в смену — 30—40 т, производительность труда забойного рабочего — 15—20 т/смену. Установку обслуживает 2 рабочих. Максимальные показатели в 2—2,5 раза выше средних. Потери руды — 25—30 %.

Экспериментальные работы показали возможность и целесообразность разработки марганцевых месторождений малой мощности буровыми установками.

5.9.5. Столбовая система разработки с выемкой руды лавами в условиях калийных месторождений Белоруссии

Условия применения. При разработке калийных солей обрушение кровли возможно, если водозащитная толща пород в 40 раз больше мощности пласта. В этом случае разрушение пород не распространяется до водоносных горизонтов и вода не попадает в горные выработки.

Подготовительные работы. Длина лавы составляет 90—120 м, а длина столба — 1200—1500 м. Штреки проходят комбайном ПК-8 или Урал-10КС. Кровлю крепят штангами. Ширина штреков — 4,5 м, что позволяет комбайну выходить на штрек и исключает разделку ниш по концам лавы.

При очистных работах применяют комплекс КМ-81 с крепью 2М81Э и комбайном КШ-3М (рис. 5.38). Производительность лавы — 25 тыс. т/мес, производительность труда забойного рабочего — 75—85 т/смену, потери руды — 30—35 %, засорение — 18—25 %.

5.9.6. Столбовая система разработки с выемкой руды камерами

Условия применения те же, что и при других системах разработки длинными столбами. Этот вариант системы рассмотрим на примере рудника Ленгенде-Бройстед, ФРГ. Разрабатывается пласт буро-железняк, имеющий падение 2—8° и содержание железа 27—28 %. Глубина залегания около 100 м, мощность залежи — 2,4—3,5 м.

Подготовительные работы (рис. 5.39). Панельные штреки 1 проходят на расстоянии 200—300 м один от другого. Через 200 м вверх по восстанию проходят конвейерные штреки 3. Из конвейер-

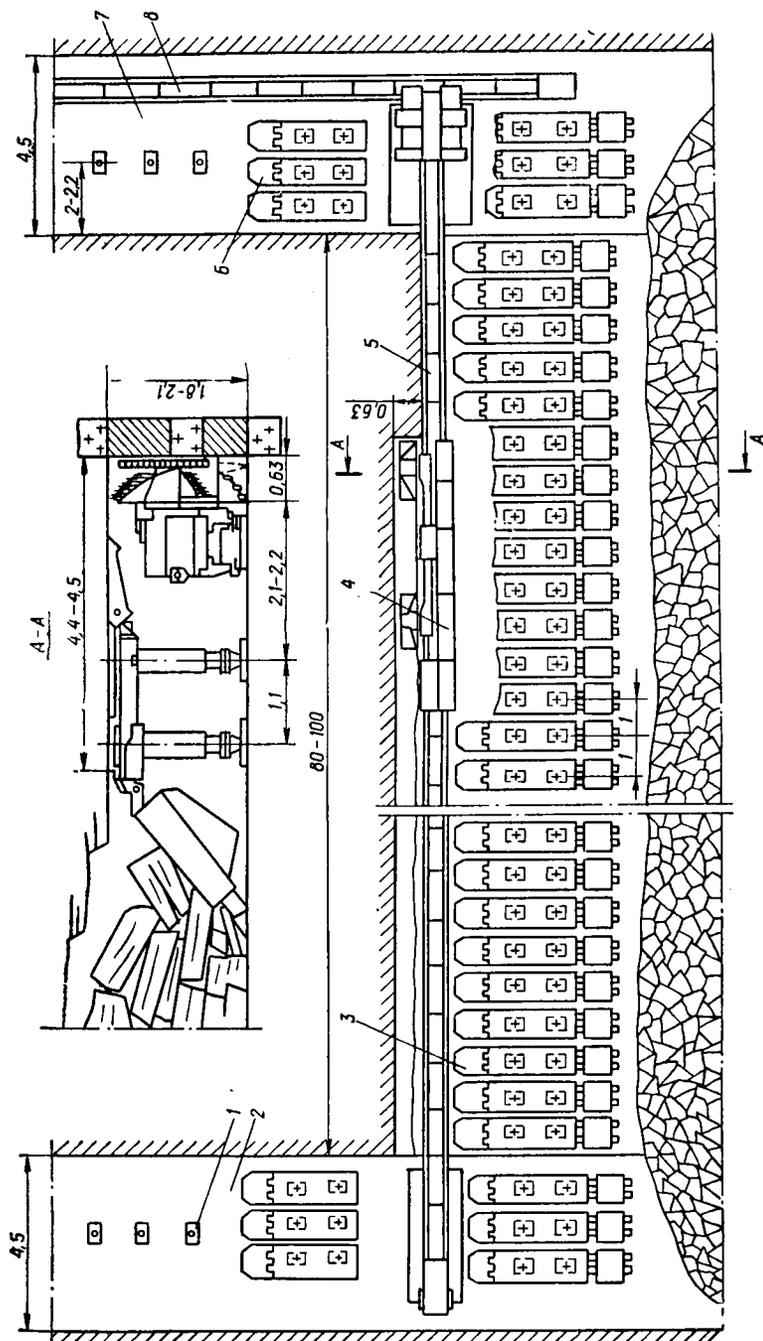


Рис. 5.38. Столбовая система разработки с выемкой пласта соли лавой:

1 — гидростойки ГСК, 2 — выемочный штрек вентиляционный, 3 — крепь 2М81Э, 4 — крепь КШ-3М, 5 — конвейер КМ-81-02Б, 6 — крепь сопряжения, 7 — выемочный штрек конвейерный, 8 — конвейер от лавы до панельного штрека.

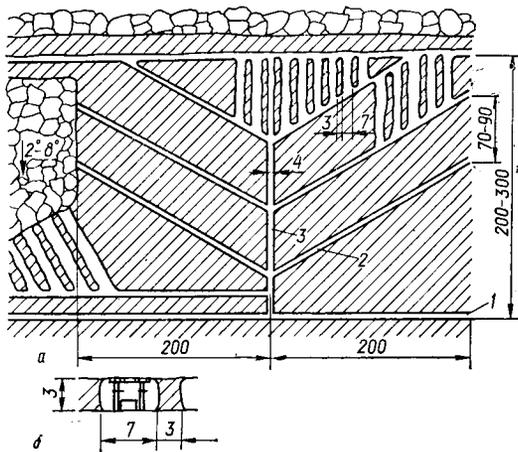


Рис. 5.39. Столбовая система разработки с выемкой руды камерами:
 а — общий вид, б — деталь очистного забоя.

11,4, ширина — 2,8, высота — 1,45 м. Режущая головка специальной конструкции отделяет руду от массива и передает ее на пластинчатый конвейер. Затем отбитая комбайном руда поступает на небольшой передаточный конвейер длиной 6,5 м, подвешенный к кровле камеры, так что может перемещаться вслед за продвижением комбайна.

Под этим передаточным конвейером расположен другой конвейер, по которому руда вдоль камеры транспортируется к выемочному штреку. Передаточный конвейер позволяет наращивать конвейер в выемочном штреке через каждые 6 м. Камеры крепят металлическими стойками с верхняком. Стойка весит 0,075 т и может воспринимать нагрузку до 30 т. После выемки камер производят извлечение металлической крепи. Вслед за этим целики разрушаются и кровля обрушается естественным путем без каких-либо принудительных средств. Ранее пытались оставлять целики шириной 1—2 м, но при таких целиках работы становились опасными, так как на крепь создавалось чрезвычайно большое давление.

Достоинством этого варианта системы является значительное повышение производительности труда по сравнению с случаем, когда столбы вынимают заходками. Ранее на этом руднике при выемке столба заходками производительность труда рабочего составляла 4—4,5 т/смену, а при применении комбайнов и выемке камерами производительность поднялась до 16 т. Проектная производительность комбайна — 1000 т/сут была превышена.

5.9.7. Система слоевого обрушения с выемкой руды заходками

Условия применения. Мощность залежи более 3—4 м, так как при меньшей мощности трудно вызвать самообрушение вмещающих пород после выемки руды. Обычно применяют систему для разработки крутых месторождений. Однако известны варианты и для

ных штреков под углом 120° проходят выемочные штреки 2, делящие шахтное поле на столбы шириной 70—90 м. Длина столбов около 200 м. Выемку руды в пределах длинных столбов производят камерами, ширина которых на руднике принята равной 7 м. Между камерами оставляют ленточные целики шириной 3 м.

Отбойку руды в камерах производят самоходным комбайном фирмы «Джой». Масса его около 40 т, установленная мощность — 280 кВт, длина —

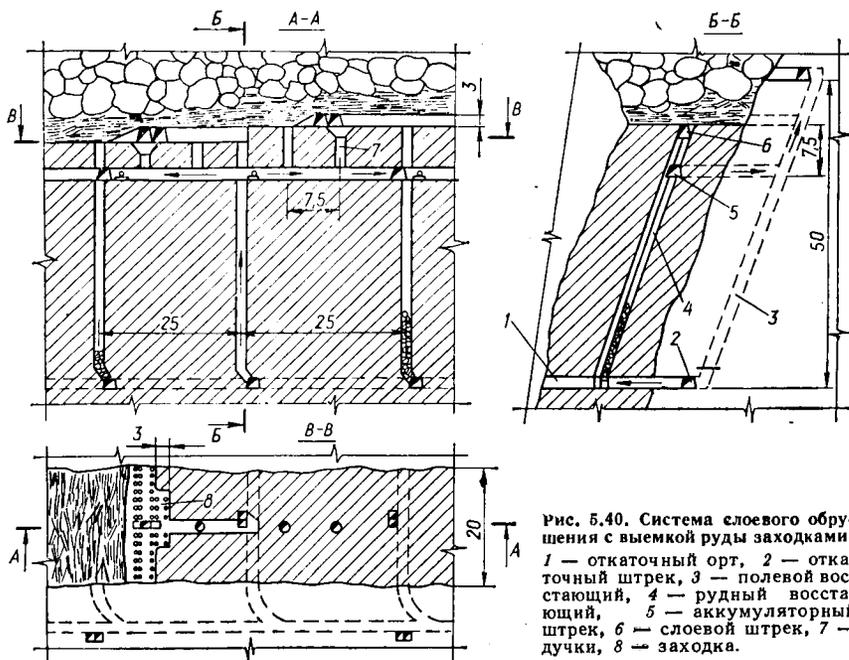


Рис. 5.40. Система слоевого обрушения с выемкой руды заходками:
 1 — откаточный орт, 2 — откаточный штрек, 3 — полевой восстающий, 4 — рудный восстающий, 5 — аккумуляторный штрек, 6 — слоевой штрек, 7 — дучки, 8 — заходка.

разработки мощных горизонтальных и пологих залежей. Ниже дано описание системы разработки применительно к выемке крутого месторождения.

Руда и вмещающие породы неустойчивые, слабые. Ценность руды значительная, поскольку себестоимость добычи высока и может быть оправдана только при выемке ценных руд.

Поверхность должна допускать возможность обрушения. По мере выемки руды вмещающие породы и поверхность обрушаются. В настоящее время система слоевого обрушения в основном вытеснена другими более производительными системами разработки. На рудниках Урала этой системой добывают не более 10 % от общей добычи руд. Применяют ее преимущественно для выемки целиков. Возможно расширение области применения системы, если появятся новые конструкции настилов и крепи.

Подготовительные работы (рис. 5.40). Проходят полевой откаточный штрек 2 и из него откаточные орты 1, полевой восстающий для вентиляции 3. Из откаточного орта по рудному телу проходят восстающий 4, который служит в качестве рудоспуска и для вентиляции. Из рудного восстающего проходят слоевые 6 и аккумулярующие штреки 5. Эти штреки соединяют дучками 7, служащими для выпуска руды. Так как руда слабая, неустойчивая, то все эти выработки приходится крепить деревом. Восстающие крепят срубовой крепью сплошную, аккумулярующие штреки неполными крепежными рамами также сплошную, а слоевые штреки, если они служат незначительный промежуток времени, могут быть закреплены вразбежку. Крепление этих выработок требует большого расхода леса.

Очистные работы. Выемка блока ведется слоями в направлении сверху вниз. В пределах слоя выемку ведут заходками, которые подобны обычным горизонтальным выработкам. На почву каждого слоя укладывают настил, затем производят обрушение вмещающих пород, далее вынимают следующий, нижерасположенный слой. Обрушенные породы отделены от руды уложенным ранее настилом. Заходки δ располагают перпендикулярно слоевому штреку. Их проходят в сторону лежащего и висячего боков от слоевого штрека. Таков общий порядок отработки месторождения.

Отбойку руды производят горизонтальными шпурами, пробуренными в лоб забоя заходки. Отбойка ведется при трех обнаженных плоскостях, а именно, со стороны забоя, уже отработанной заходки и сверху, где имеется настил. Наличие трех обнаженных плоскостей и неустойчивость руды позволяют бурить небольшое количество шпуров. В забое бурят 6—8 шпуров глубиной около 1,5 м. Чтобы не повредить расположенный выше настил, верхние шпуры располагают от настила на расстоянии 0,8—1,0 м. Высота и ширина заходки составляют около 3 м.

Одним взрывом отбивается участок руды вдоль заходки длиной около 1,5 м. Отбитую руду скрепером доставляют к дучке. Обычно дучка обслуживает три заходки. Верхнюю часть дучки расширяют в виде небольшой воронки. По дучке руда поступает на аккумулярующий штрек и скрепером, установленным на этом штреке, доставляется к рудоспуску. По своему характеру аккумулярующий штрек аналогичен слоевому штреку. Это просто предварительно пройденный очередной слоевой штрек. Аккумуляционный штрек позволяет вести скреперование руды вкрест простирания по заходке и по простиранию к рудоспуску в разных плоскостях. Это удобнее, чем скреперование под углом на одном уровне. Кроме того, такой штрек позволяет иметь некоторый запас отбитой руды, а также он нужен для вентиляции очистных работ.

После уборки отбитой руды в заходке устанавливают крепь в виде неполной крепежной рамы. Рамы устанавливают вразбежку через 0,6—0,7 м. Таким путем заходку продвигают вправо и влево от слоевого штрека до контуров рудного тела. Заходками хорошо устанавливают контакты рудного тела и выемка руды может быть произведена полностью без потерь даже при неправильной форме залежи.

После отработки заходки приступают к укладке настила на ее почву. Возможны различные конструкции настила. Простейший настил состоит из бревен длиной около 3 м, которые укладывают вдоль заходки, причем концы их располагают внахлестку. На первом слое, отработываемом в самой верхней части залежи, для надежного отделения обрушаемых пород от руды настил укладывают из нескольких слоев бревен. Когда постепенно накопится несколько слоев настила, последующие настилы делают несколько облегченными (из слоя бревен меньшей толщины или из бревен, разрезанных вдоль на две половины). Деревянные настилы обходятся дорого, укладка их трудоемка, требует большого расхода леса. Со временем лес начинает гнить, продукты гниения отравляют атмосферу, создаются благоприятные условия для самовозгорания руды. Ввиду этого уже давно ведутся работы по

изысканию более эффективных материалов для устройства настилов. Испытывались настилы из металлической сетки, железобетонных пластин, бревен, связанных между собой тросами. Создавались различные гибкие перекрытия, которые возводились в пределах всего отработанного слоя в верхней части блока. Такие настилы затем перемещались вниз по мере опускания работ. Однако несмотря на то, что работы по совершенствованию настилов ведутся уже несколько десятков лет, удачная конструкция до сих пор еще не найдена¹. В последние годы вместо настилов применяли железобетонную подушку на почве слоя, примерно по тому же принципу, по которому подобная подушка создается и при системе разработки горизонтальными слоями с закладкой. Возможно, эта конструкция окажется более удачной, чем другие. Железобетонный настил испытан на Золотушенском руднике. На этом руднике на почву заходки укладывали железную сетку из проволоки толщиной 6 мм с ячейками 100 × 100 мм. Затем укладывали слой бетона толщиной 0,4 м. Через 2 дня прочность бетона достигала 15—20 кг/см². При такой прочности производили обрушение кровли на железобетонное перекрытие. После обрушения кровли и посадки этого перекрытия на нижележащий слой, оно разрушалось на крупные блоки.

Настил той или иной конструкции делают на каждом слое после отработки каждой заходки. Гибкое перекрытие создают в верхней части блока, и по мере отработки блока оно перемещается вниз.

Обрушение кровли производят после отработки трех заходов путем разрушения стоек взрывными работами. В тех заходках, где нужно произвести обрушение кровли, к стойкам крепи привязывают по полпатрона ВВ или закладывают часть патрона в отверстия, пробуренные в стойках. В результате взрыва кровля обрушается. Между массивом руды и обрушенным пространством оставляют одну необрушенную заходку. Аналогично выемку руды продолжают в пределах слоя. Один слой по отношению к другому обрабатывают с опережением в несколько десятков метров.

Таким образом, общий фронт работ в пределах этажа принимает ступенчатую форму (высота ступенек равна высоте слоя, т. е. 3 м).

При нормальных условиях ведения работ потери руды не превышают 3—5 %. Засорение незначительное.

Управление горным давлением осуществляют путем поддержания крепью рабочего пространства и обрушения кровли за его пределами.

Пр о в е т р и в а н и е б л о к а. Свежая струя воздуха поступает по откаточному штреку и орту до рудного восстающего. По вентиляционному отделению этого восстающего свежий воздух подымается к аккумулялирующему штреку, омывает его и затем загрязненный воздух по вентиляционным сбоям уходит на полевой вентиляционный восстающий и далее на вентиляционный штрек.

Слоевой штрек и очистные заходки непосредственно свежей струей воздуха не проветриваются. На аккумулялирующем штреке необходимо

¹ Д р о б о т Б. П. Гибкие перекрытия при разработке рудных месторождений.— М.: Недра, 1968.— С. 143.

устанавливать вентилятор местного проветривания и подавать свежий воздух по трубам к слоевому штреку, а затем к заходкам.

Таким образом, условия проветривания очистных работ при этой системе менее благоприятны, чем при других системах разработки.

Правила безопасности. Длина заходок не должна превышать 20 м. Высота и ширина — 3 м. При длине заходок более 20 м удлиняется срок их службы, увеличивается горное давление, что может привести к разрушению крепи и травмированию людей. Если сечение заходки более 3×3 м, установка крепи затрудняется, кроме того, такая крепь может оказаться недостаточно устойчивой. Допускается иметь не более трех необрушенных заходок. Между массивами руды и обрушенным пространством должна оставаться одна необрушенная заходка.

Достоинство системы — малые потери руды.

Недостатки системы значительны: низкая производительность труда, высокая себестоимость добычи, большой расход леса, пожароопасность (в выработанном пространстве остается значительное количество леса, перемешанного с остатками руды). Особенно пожароопасна она, если в руде содержится сера.

Существенные недостатки слоевого обрушения привели к тому, что в настоящее время эта система в значительной мере вытеснена более производительными системами. Длительное время эту систему применяют на Золотушенском (Алтай) и Ачисайском (Казахстан) рудниках. Некоторое время ее применяли на Северо-Уральских бокситовых рудниках.

5.9.8. Система слоевого обрушения с выемкой руды лавой

Подготовительные работы (рис. 5.41). Проходят полевой откаточный штрек 1, откаточный орт 2, штрек у всячего блока 3, полевой восстающий 4, рудный восстающий у всячего бока 5, рудный восстающий у лежачего бока 6, вентиляционные выработки 8 и слоевые штреки 9.

Очистные работы. Слойные штреки соединяют разрезной выработкой, в последующем образующей лаву. Отбойку руды в лаве производят горизонтальными шпурами, пробуренными в несколько рядов вдоль лавы. Отбитую руду скрепером доставляют к рудоспуску, по которому она поступает на аккумулирующий штрек. Другой скреперной лебедкой вдоль аккумулирующего штрека руду доставляют к восстающему. Лаву крепят деревянными или металлическими стойками. Настил делают из бревен, уложенных в сплошную, перпендикулярно к забою (лаве). По мере продвижения лавы стойки извлекают и таким путем вызывают обрушение кровли.

Достоинством этого варианта системы слоевого обрушения по сравнению с обычным является возможность получить гораздо более высокую производительность труда. Однако практика показала, что поддерживать лаву, даже небольшой длины, довольно трудно. Возможно, с появлением новых видов крепи и средств доставки руды этот способ найдет более широкое распространение.

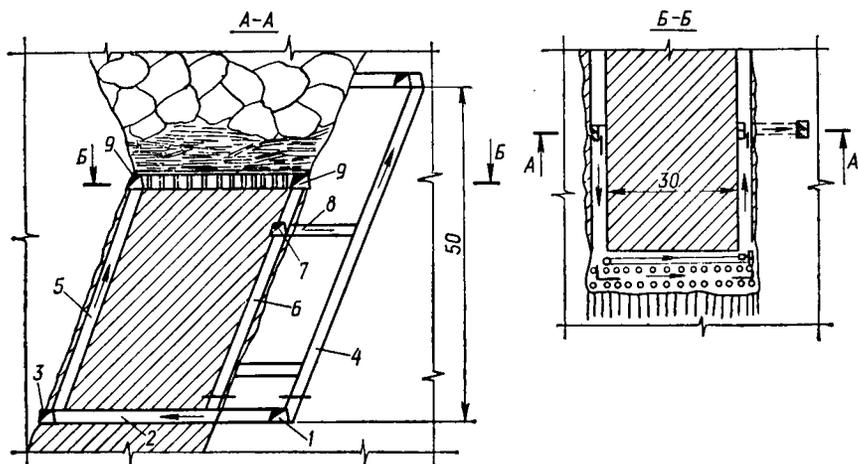


Рис. 5.41. Система слоевого обрушения с выемкой руд лавой.

Приведем некоторые технико-экономические показатели по 2 вариантам системы слоевого обрушения, полученные на Золотушенском руднике:

Показатели	Варианты системы	
	Заходки	Лавы
Производительность труда забойного рабочего, м ³ /см	2,9	3,6
Расход материалов:		
крепежный лес, м ³ /м ³	0,13	0,12
ВВ, кг/м ³	1,0	0,65
Потери руды, %	2,9	2,4
Засорение, %	4,3	4,5
Себестоимость добычи, руб./т	8,5	6,4
Ширина заходки, длина лавы, м	3,0	7—12
Высота слоя, м	3,0	3,0

5.9.9. Заключение по системам разработки с обрушением вмещающих пород

В этот класс входят столбовые системы разработки и слоевое обрушение.

Столбовые системы разработки развиваются и совершенствуются на основе применения механизированных комплексов и комбайнов. Комбайновая выемка руды появилась на марганцевых и соляных рудниках, где в недавнем прошлом ее не было.

Существенный интерес представляет управление кровлей с помощью податливых целиков, которые обрушаются по мере продвижения фронта работ.

Система слоевого обрушения существенных изменений не претерпела. Различные гибкие перекрытия и настилы широкого распростра-

нения не получили, так как создать достаточно совершенную конструкцию пока не удастся. Все это привело к тому, что система слоевого обрушения применяется мало.

5.10. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

5.10.1. Сущность и условия применения

Система подэтажного обрушения возникла и развивалась в результате совершенствования и приспособления системы слоевого обрушения к различным горно-техническим условиям. Прежде всего, появилось стремление увеличить высоту слоя. Над заходками начали оставлять слой руды высотой в несколько метров, а затем обрушать его в отступающем порядке после отработки заходок. Далее отказались от настилов между отдельными слоями. Постепенно высота слоя, в пределах которого ведется обрушение руды, была увеличена до 20—40 м и такую систему стали называть *подэтажным* обрушением. Это стало возможным после того, как в практику горного дела вошла отбойка руды скважинами. Обрушение руды производят в пределах части этажа, которую называют подэтажом.

Современные варианты системы подэтажного обрушения возникли в 30-х годах на железных рудниках Кривого Рога. Сейчас известно большое количество вариантов этих систем, приспособленных для различных условий.

Далее перешли к обрушению руды в пределах этажа. Такая система названа системой *этажного* обрушения.

Основная характерная черта систем этого класса заключается в том, что обрушают значительные объемы руды и потом ведут выпуск ее под обрушившимися породами без каких-либо настилов или перекрытий между рудой и породой. Конечно, возникают довольно большие потери руды, но себестоимость добычи ниже, чем при системах разработки с поддержанием вмещающих пород.

Эти системы нашли широкое применение при разработке руд высокой ценности, например железных при содержании железа менее 58 %.

5.10.2. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды на вертикальную компенсационную камеру

Рассмотрим применение этой системы на примере рудника им. Дзержинского в Кривбассе.

Условия применения. Мощность залежи может колебаться в пределах от 5—7 до 100—200 и более метров. Нижний предел объясняется тем, что лишь при мощности не менее 5—7 м можно применить отбойку руды скважинами. Это та минимальная мощность, при которой целесообразно производить выпуск руды на один скреперный штрек при одностороннем расположении дучек. Если мощность залежи окажется равной 8—10 м, то выпуск руды будет производить-

ся также на один штрек, но при двухстороннем расположении дучек. По мере увеличения мощности рудного тела придется увеличивать количество скреперных штреков для выпуска руды. Расстояние между штреками принимают равным 8—10 м. Таким образом, при мощности залежи, предположим 30 м, придется пройти 3 параллельных скреперных штрека для доставки руды. Верхний предел мощности неограничен. В зависимости от мощности залежи придется проходить большее или меньшее количество выработок для выпуска руды.

Падение залежи крутое, однако известны варианты, предназначенные для разработки пологих залежей. Этой системой разрабатывают и горизонтальные залежи, если они имеют достаточно большую мощность. Мощность залежи должна быть не меньше, чем высота подэтажа.

На руднике им. Дзержинского эту систему применяют при мощности залежи 30—100 м, падении 45—60° и коэффициенте крепости руды 5—8.

Подготовительные работы (рис. 5.42). Прежде всего, проходят полевой откаточный штрек 1. Из этого штрека через каждые 50—60 м проходят откаточные орты 2. Откаточные выработки обычно крепят металлической арочной крепью либо штанговой крепью с торкретированием стенок выработок. Из откаточного штрека через каждые 25—30 м проходят полевые восстающие 3, которые служат для сообщения с подэтажными выработками и проветривания очистных выработок. Из откаточных ортов проходят рудоспуски 4, служащие для спуска руды из подэтажных выработок на откаточный горизонт.

Обычно этаж разбивают на 2—3 подэтажа. На каждом подэтаже проходят сеть выработок для выпуска руды: скреперные штреки 5, связанные между собой ортами 6. Из подэтажных штреков проходят дучки 7 для выпуска руды.

Подэтажные выработки, как правило, крепят металлической арочной крепью. Схема подготовительных выработок может несколько изменяться в зависимости от условий залегания рудного тела. Так, в некоторых случаях для выпуска руды проходят не штреки, а орты. Это изменяет указанную выше схему, но не вносит принципиальных изменений в характер подготовки блока. Наконец, схема подготовки изменяется в зависимости от высоты подэтажа. В зависимости от

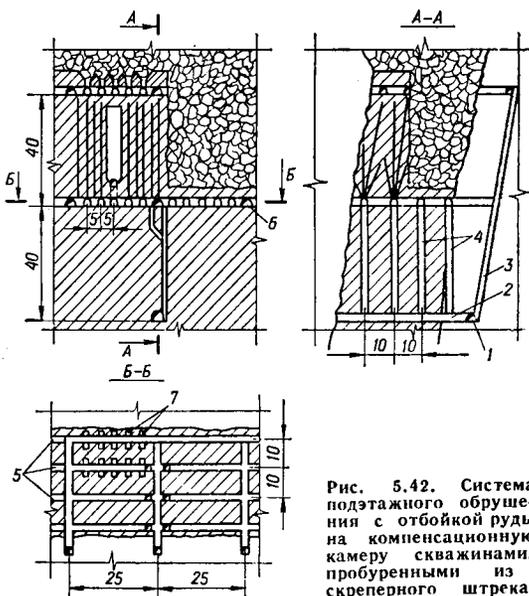


Рис. 5.42. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды на компенсационную камеру скважинами, пробуренными из скреперного штрека.

этого будет большее или меньшее количество подэтажных выработок в пределах блока.

Очистные работы. Обрушение руды производят над двумя подэтажными штреками на площади $25 \cdot 20 = 500 \text{ м}^2$. Предварительно создают компенсационную камеру шириной 5 м. Для этого одну из дучек в центральной части обрушаемой панели проходят на высоту 33—35 м, затем расширяют ее. Обрушение руды на компенсационную камеру производят веерными комплектами скважин, которые бурят из скреперного подэтажного штрека. Чтобы сохранить штрек после взрыва зарядов в скважинах, нижнюю часть скважин на глубину 6—7 м заполняют забойкой.

Скважины взрывают в один прием, но сначала комплекты у компенсационной камеры, а затем с замедлением каждый из следующих комплектов.

Комплект скважин у границы с обрушенными породами взрывают после выпуска основной массы руды. Это несколько уменьшает засорение руды породами, находящимися в соседней, уже отработанной панели. Отбитую руду через дучки выпускают на штрек и скрепером доставляют к рудоспуску. Дучки проходят после обрушения руды, чтобы предохранить днище от разрушения при взрыве скважин. Отличительной особенностью этого варианта является отсутствие специальных буровых выработок, так как скважины бурят из скреперного штрека. Такой вариант рационален в том случае, когда проведение буровой выработки стоит дороже, чем дополнительный объем скважин. На руднике им. Дзержинского количество подготовительных выработок составило 6,5 на 1000 т добытой руды, производительность труда забойного рабочего — 47,5 т/смену.

Правила безопасности. Запрещается применять системы разработки с обрушением вмещающих пород при наличии в их толще плавунов, неосушенных песков и карстов. В случае, если вмещающие породы не обрушиваются сами, производят их искусственное обрушение. Образование полостей над отбитой рудой может привести к внезапному обрушению пород и воздушным ударам. Также нельзя допускать образования сводов в отбитой руде. Неожиданное обрушение этих сводов может вызвать травмирование людей, находящихся на скреперных штреках.

Отработка каждой панели в подэтаже должна производиться в определенной последовательности, предусмотренной проектом, и с определенным опережением, обычно равным ширине панели. Разрыв по вертикали между подэтажами, находящимися в отработке, не должен превышать высоты подэтажа. Выпуск руды необходимо вести с максимально возможной интенсивностью, поскольку при интенсивном выпуске понижается горное давление.

Вентиляция. Свежая струя воздуха поступает по откаточному штреку, подымается по полевому восстающему, пройденному в центре блока, и поступает на подэтажные выработки. Свежая струя воздуха омывает подэтажные штреки и направляется к ортам, пройденным на флангах блоков. По этим ортам уже загрязненный воздух проходит к полевым восстающим и по ним удаляется на вентиляционный горизонт. Восстающий, расположенный в центре блока, у венти-

ляционного горизонта перекрываются лядами. Это позволяет направить воздушную струю по указанной схеме. При такой схеме проветривания скреперисты в орте, пройденном в центре блока, находятся на свежей струе воздуха.

Достоинство этого варианта системы подэтажного обрушения в том, что он позволяет вести очистные работы в условиях перемещения бурового оборудования по горизонтальной выработке. Это значительно проще и удобнее, чем перемещение бурового оборудования в вертикальном направлении по восстающему. Значительным достоинством этого варианта является возможность вести разработку сравнительно слабых руд и руд, залегающих на большой глубине при значительном горном давлении, так как компенсационная камера имеет небольшие размеры и вытянута в вертикальном направлении, что повышает ее устойчивость. Наконец, существенное достоинство — отсутствие специальных буровых выработок.

Недостатком варианта является большое количество нарезных выработок и довольно высокие потери руды, достигающие 20—30 %.

5.10.3. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды в зажатой среде

Условия, в которых применяют систему подэтажного обрушения с отбойкой в зажатой среде, и схема подготовительных выработок такие же, как и при отбойке на вертикальное компенсационное пространство.

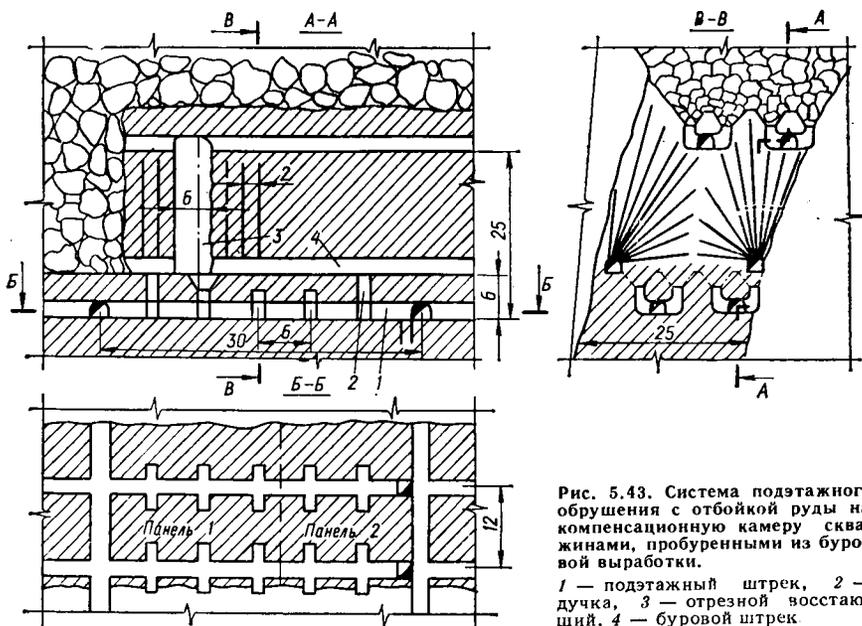


Рис. 5.43. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды на компенсационную камеру скважинами, пробуренными из буровой выработки.

1 — подэтажный штрек, 2 — дучка, 3 — отрезной восстающий, 4 — буровой штрек

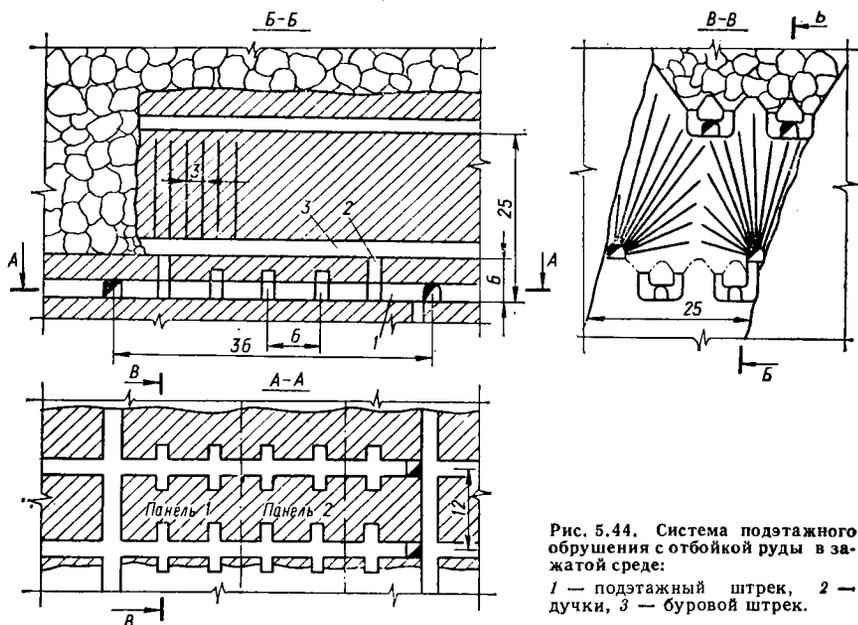


Рис. 5.44. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды в зажатой среде:

1 — подэтажный штрек, 2 — дучки, 3 — буровой штрек.

Очистные работы отличаются тем, что отбойку руды ведут не на компенсационное пространство, а на обрушенную породу, находящуюся в соседнем, уже отработанном участке.

На рис. 5.43 и 5.44 приведены схемы ведения очистных работ при отбойке на компенсационное пространство и в зажатой среде в одинаковых условиях. Чтобы продемонстрировать возможные варианты ведения буровых работ, показана отбойка скважинами, пробуренными из специально пройденных буровых выработок, а не из скреперного штрека (см. рис. 5.42).

При отбойке руды в зажатой среде первым взрывают комплект скважин, ближайший к ранее обрушенным породам или ранее обрушенной руде. Затем с миллисекундным замедлением взрывают все последующие комплексы скважины. Компенсационного пространства нет. Взрывом руда разрыхляется и увеличивается в объеме. Естественно, возникает вопрос: каким же образом, за счет чего удается обрушенной руде расширяться, увеличиваться в объеме после взрыва? Исследования на моделях и наблюдения в натуре показали, что при взрыве первого комплекта скважин отбитый слой руды перемещается в сторону обрушенных пород, уплотняет их и таким образом создается пространство, которое компенсирует увеличение объема руды после разрушения ее взрывом. Следовательно, в результате разрыхления руда увеличивается в объеме, а необходимое для этого пространство создается за счет уплотнения расположенных рядом обрушенных пород. Если рядом с панелью, где производится взрыв, находится обрушенная руда, подлежащая выпуску, то взрывом зарядов она может уплотниться, что затруднит выпуск руды. Значит, необходимо либо предварительно в соседней панели полностью выпустить руду и вести отбой-

ку на обрушенные породы, либо произвести частичный выпуск ранее обрушенной руды, чтобы вызвать достаточное разрыхление ее и избежать чрезмерного уплотнения.

Оказалось, что при отбойке руды в зажатой среде дробление происходит не хуже, а даже лучше, чем при отбойке на компенсационное пространство. Это объясняется тем, что энергия взрыва тратится целиком на дробление руды, а не на перемещение ее в компенсационное пространство.

Через дучки обрушенную руду выпускают на поэтажные штреки и скреперами доставляют к рудоспускам (так же, как и при других вариантах системы поэтажного обрушения).

Эксперименты в промышленных условиях и лабораторные опыты показали, что компенсационное пространство, полученное за счет уплотнения обрушенных пород, недостаточно для хорошего дробления большого массива руды. Существует оптимальная длина участка по простиранию, при которой происходит хорошее дробление руды. Причем дробление ухудшается как при увеличении длины участка, так и при ее уменьшении. Оказалось, что дробление происходит хуже в первом слое, подлежащем отбойке, который перемещается в сторону обрушенных пород, и обычно дробление его оказывается недостаточно хорошим. Дробление руды во всех последующих слоях значительно лучше. Обычно обрушение производят на участке длиной 12—15 м. Если мощность месторождения не превышает 20—25 м, то ширина панели равна мощности месторождения и таким образом обрушение производят в панели размерами в плане $25 \times 12 = 300 \text{ м}^2$. Если мощность месторождения больше 25—30 м, то месторождение разбивается на панели не только по простиранию, но и вкост его для возможности производить обрушение каждый раз на 1—2 поэтажных штрека.

При отбойке в зажатой среде проходят меньше подготовительных и нарезных выработок, чем при других вариантах системы поэтажного обрушения. Здесь не нужны отрезные восстающие для создания компенсационных камер и буровые восстающие.

Очистные работы проводятся в одну стадию, в то время как при других вариантах первой стадией является создание компенсационных камер, второй — обрушение и выпуск руды. В предыдущих вариантах первая стадия работ менее эффективна, чем вторая, и в общей сложности показатели по добыче руды получаются более низкими, чем при сплошной выемке с отбойкой в зажатой среде.

Дробление руды при отбойке в зажатой среде оказывается не хуже, чем при других вариантах.

Поэтажное обрушение с отбойкой в зажатой среде требует хорошего знания свойств руды и вмещающих пород. Необходимо проведение предварительных экспериментальных работ для установления оптимальных размеров зоны обрушения руды, тщательная наладка взрывных работ, в частности экспериментальное определение оптимальной величины линий наименьшего сопротивления. При нарушении технологических условий возможны различные неполадки: плохое дробление руды, уплотнение ее, затруднения с выпуском руды, разрушение буровых выработок и заполнение их на некоторой длине обрушенной рудой.

Потери и засорение руды при этом варианте не отличаются от показателей, характерных другим вариантам системы подэтажного обрушения.

Система разработки подэтажным обрушением с отбойкой руды в зажатой среде получила определенное распространение и на ряде предприятий вытеснила другие варианты системы подэтажного обрушения.

5.10.4. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды на наклонные компенсационные камеры

На примере рудника им. Дзержинского (Кривбасс) рассмотрим систему подэтажного разрушения с отбойкой руды на наклонные камеры.

При подготовительных работах проходят откаточный полевой штрек 1, восстающий 2, откаточные орты 3, рудо-

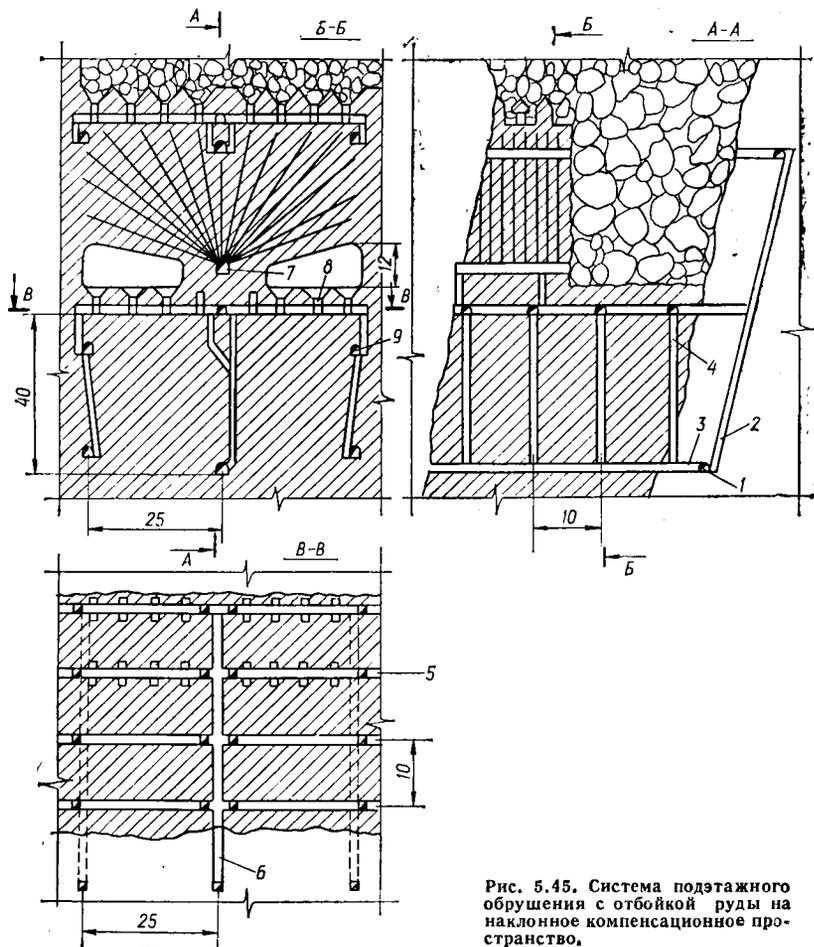


Рис. 5.45. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды на наклонные компенсационные пространство.

спуски 4, подэтажные штреки 5, подэтажный орт 6, дучки 8, буровой орт 7, вентиляционные орты 9 (рис. 5.45).

Очистные работы. Подсечку образуют в виде 2 камер с наклонной кровлей. Высота подсечек у флангов блока — 12 м, а в центре — 4 м. Подсечку делают штанговыми шпурами, которые бурят из дучек. Одновременно с подсечкой бурят веерные комплекты скважин из специального бурового орта. Скважины взрывают в один прием, но с замедлением как в пределах каждого веера, так и в отдельных веерах. В первую очередь взрывают веерные комплекты, расположенные ближе к обрушенным породам. При взрыве первых вееров обрушенные породы уплотняются и этим создается дополнительное компенсационное пространство.

В пределах веера сначала взрывают скважины, расположенные ближе к подсечке, чтобы увеличить объем компенсационной камеры. Такая сложная система замедлений при взрыве скважин нередко нарушается из-за значительного разброса показателей замедления по сравнению с номиналом. Это приводит к повышенному выходу негабарита.

Обрушенную руду выпускают через дучки и скрепером доставляют к рудоспуску.

Количество подготовительных выработок — 7,5 м на 1000 т руды, производительность забойного рабочего — 36 т/смену. Существенным недостатком этого варианта подэтажного обрушения является большое количество подготовительных выработок. Однако, несмотря на это, на руднике им. Дзержинского до 40 % добычи дается такой системой разработки.

5.10.5. Система подэтажного обрушения «закрытый веер»

Этот вариант применяют для отработки небольших участков рудного тела, подвергающихся значительному горному давлению, либо сложенных неустойчивой, разрушенной рудой. При варианте подэтажного обрушения «закрытый веер» обрушение руды производят на небольшой площади — 100—200 м. Выпуск обрушенной руды производят в короткий срок. Все это необходимо именно в условиях значительного горного давления либо в тех случаях, когда приходится отрабатывать междуканальные целики, в какой-то мере нарушенные горным давлением и имеющие сравнительно небольшие размеры. «Закрытый веер» не применяют для отработки целиком всего месторождения.

Подготовительные работы заключаются в проходке подэтажных штреков 1, дучек 2 и буровых выработок 3 (рис. 5.46). Из этих выработок в последующем бурят веерные комплекты скважин для отбойки руды. Выработками 3 соединяют между собой две или три дучки, расположенные по одну сторону от подэтажного штрека. Такой же выработкой соединяют 2—3 дучки, расположенные по другую сторону подэтажного штрека.

Очистные работы. Взрывом зарядов в скважинах разрушают руду над дучками. Разрушенную руду выпускают на подэтажный штрек и скрепером доставляют к рудоспуску. После выпуска в одной панели приступают к отработке следующей панели, расположенной

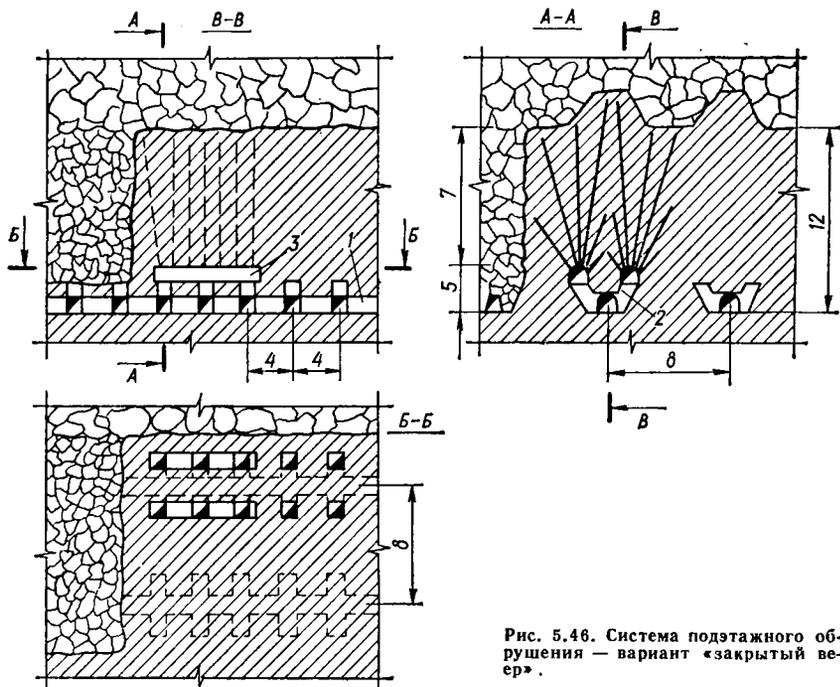


Рис. 5.46. Система подэтажного обрушения — вариант «закрытый вер».

рядом. Иногда прямо из дучек вверх бурят комплекты скважин, разрушающие руду над одной из дучек. Такой вариант обычно называют «грушевидными находками».

Преимущество этого варианта сводится к возможности разрабатывать слабые, неустойчивые, разрушенные руды и рудные тела небольшой мощности.

К недостаткам системы относится небольшая высота подэтажа (10—12 м), следовательно, количество нарезных и подготовительных выработок на 1 т запасов руды значительно больше, чем при других вариантах системы подэтажного обрушения, когда высота подэтажа принимается 20—40 м.

5.10.6. Последовательность обработки участков в пределах подэтажа

Залежь в пределах подэтажа разбивается на участки. Участок — часть подэтажа, в пределах которой ведется обрушение руды. Обычно обрушение руды производят над одним, двумя или тремя скреперными штреками, как правило, в одной из половин блока. На рис. 5.42 показан случай, когда обрушение руды производят над двумя подэтажными штреками в пределах половины блока. Размеры участка в этом случае составляют $25 \times 20 = 500 \text{ м}^2$.

Первоначально обрабатывают участок, расположенный по одну сторону орта, пройденного в середине блока, затем по другую сторону. Это необходимо для удобства доставки руды. Скреперная лебедка уста-

новлена возле рудоспуска в центральной части блока. Сначала доставляют руду к рудоспуску из участка, расположенного с одной стороны, а затем из участка, расположенного с другой стороны рудоспуска.

Итак, руду в пределах подэтажа обрабатывают участками, имеющими площадь в плане от 100—250 до 600—800 м².

Объем обрушенной руды в пределах участка достигает 30—40 тыс. м³.

5.10.7. Шведский вариант системы подэтажного обрушения

Условия применения. Руда устойчивая, крепкая настолько, что выработки сечением 15—20 м² возможно проходить без крепления. Это необходимо при использовании мощного бурового и транспортного оборудования.

Подготовительные работы (рис. 5.47). Высота подэтажа принимается небольшая (10—15 м). На каждом подэтаже проходят подэтажный штрек у лежачего бока и из него подэтажные орты, сечение всех этих выработок 3,5 · 5 м². Расстояние между ортами — 10 м. Для доставки на подэтажные выработки тяжелого оборудования в породах лежачего бока проходят наклонные выработки, соединяющие все подэтажи с основными откаточными выработками или непосредственно с поверхностью земли. Для доставки руды проходят вертикальные рудоспуски.

Очистные работы. Отбойку руды производят веерными комплектами скважин, пробуренными из подэтажных выработок.

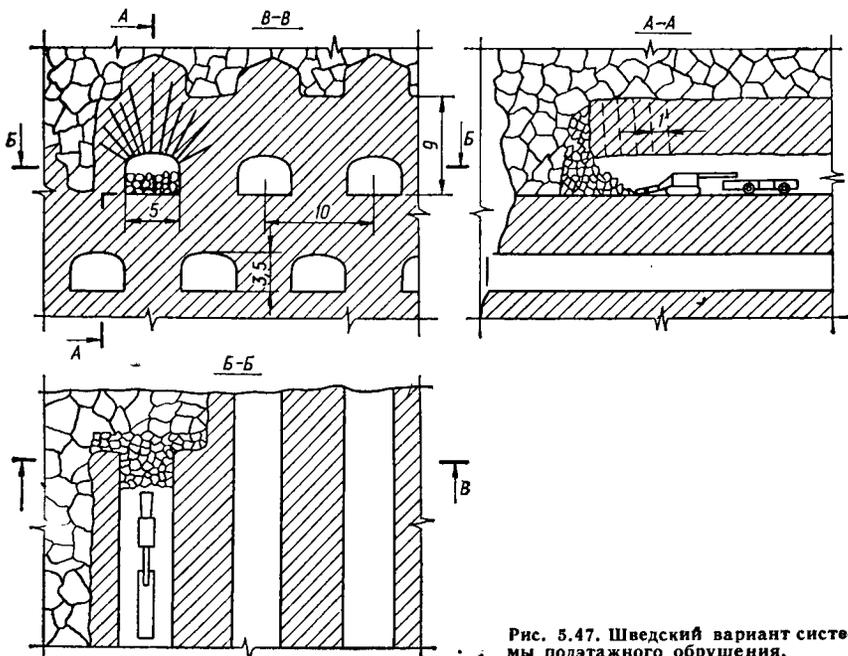


Рис. 5.47. Шведский вариант системы подэтажного обрушения.

Расстояние между комплектами около 1 м. Такое же расстояние и между концами скважин. Расположение скважин по густой сетке обеспечивает хорошее дробление руды. Одновременно взрывают 2—3 комплекта скважин. Для бурения скважин применяют самоходные буровые станки. На шведских рудниках широко распространены станки типа «Симба», с помощью которых бурят в смену 150—200 м скважин на 1 станок. Существуют два способа погрузки и доставки руды. Первый — при расстоянии от места погрузки до рудоспуска до 200—300 м применяют погрузочно-доставочные машины, с помощью которых один рабочий доставляет к рудоспуску 600—700 т руды в смену. Второй — при более значительном расстоянии доставки для погрузки руды применяют погрузочные машины с загребаящими лапами типа «Джой», а для доставки руды — самоходные вагоны типа «Кируна» грузоподъемностью 25 т. В этом случае на доставке и погрузке руды работают 2 человека, причем в смену они доставляют до рудоспуска 1200—1500 т руды, т. е. производительность труда рабочего, занятого доставкой руды, как при применении погрузочно-доставочных машин, так и при применении погрузочных машин в сочетании с самоходными вагонами одинакова. Отметим, что при проходке подэтажных выработок применяют это же оборудование. Таким образом, проведение подготовительных выработок мало чем отличается от очистных работ. Подготовительными выработками вынимают 20—25 % от общих запасов руды. Такой высокий удельный вес подготовительных выработок в данном случае не является минусом, поскольку эти работы осуществляются столь интенсивно и приблизительно с такой производительностью труда, как и очистные работы. Руда, доставленная к рудоспуску, поступает по ним к откаточному горизонту и электровозами транспортируется к стволу шахты. Заметим, что в шведском варианте выпуск и погрузку руды производят в торце подэтажной выработки. Это позволяет обходиться без дучек.

Подэтаж обрабатывают панелями шириной 10 м. На соседних подэтажах выработки располагают в шахматном порядке, чтобы руда, которая останется невыпущенной на данном подэтаже, выпустить вниз при отработке следующего нижерасположенного подэтажа.

На шведских рудниках система подэтажного обрушения развивалась несколько иначе, чем на наших отечественных рудниках. У нас по мере совершенствования системы подэтажного обрушения стремились увеличить высоту подэтажа для сокращения удельного веса нарезных выработок. На шведских рудниках пошли по диаметрально противоположному пути, т. е. по пути уменьшения высоты подэтажа. Однако на шведских рудниках совершенно отсутствуют небольшие выработки типа дучек, различных сбоек, буровых выработок, неизбежных в отечественных вариантах системы подэтажного обрушения. Отсутствие этих небольших выработок и наличие лишь прямолинейных подэтажных выработок большого сечения позволило как при проведении этих выработок, так и при очистных работах применить мощное самоходное буровое и погрузочно-транспортное оборудование. На шведских рудниках достигнута наиболее высокая в мировой практике производительность труда. Поэтому практика шведских рудников заслуживает внимания и изучения. Однако необходимо отметить, что не-

посредственное перенесение шведской практики на другие рудники вызывает определенные затруднения. Дело в том, что при шведском варианте подэтажного обрушения необходимо проходить без крепления выработки большого сечения, что возможно лишь при крепкой, устойчивой руде. Такие условия наблюдаются далеко не всегда. Кроме того, применение шведского варианта требует наличия дорогого и специально созданного бурового и транспортного оборудования. На шведских рудниках производительность труда рабочего по шахте достигает 30—40 т/смену. В категорию рабочих по шахте включаются все рабочие, в том числе и те рабочие, которые обслуживают поверхностные сооружения. Производительность труда рабочих забойной группы составляет 500—600 т/смену.

5.10.8. Система подэтажного обрушения с применением щитового комплекса АВР-3

Этот вариант предназначен для разработки слабых, неустойчивых руд, когда поддержание подэтажных выработок вызывает затруднения, а проходка дучек для выпуска руды исключена.

Нарезка сводится к проведению подэтажных штреков и рудоспусков. Подготовительные выработки проходят по схеме, обычной для рудников Кривбасса и приведенной выше при описании основных вариантов системы подэтажного обрушения (рис. 5.48).

О ч и с т ы е р а б о т ы. Щитовой механизированный комплекс АВР-3 разработан Криворожским научно-исследовательским горно-

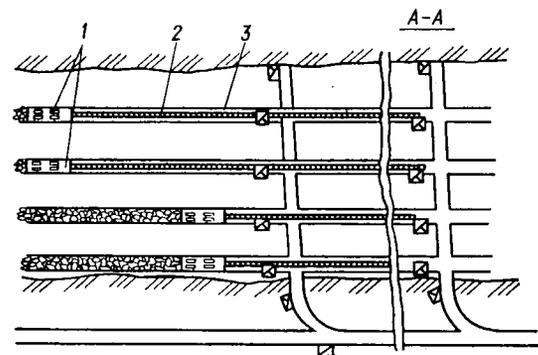
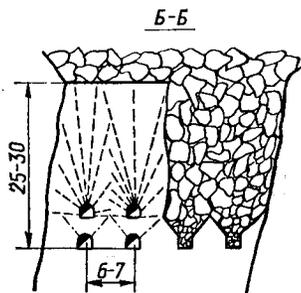
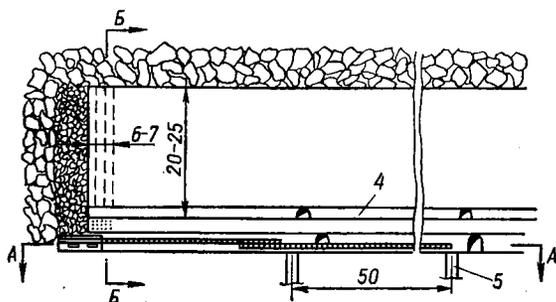


Рис. 5.48. Система подэтажного обрушения с применением щитового комплекса АВР-3:

1 — выпускной щит, 2 — конвейер, 3 — подэтажный штрек, 4 — буровая выработка, 5 — рудоспуск.



рудным институтом. Комплекс состоит из выпускного щита, питателя, конвейера и маслонасосной станции.

Выпускной щит — основа комплекса. Находясь под обрушенной рудой, щит обеспечивает устойчивость подэтажной выработки и нормальную работу питателя. Щит состоит из приемной и поддерживающей частей и механизма передвижения с гидравлическим приводом.

Забойный питатель вибрационного типа состоит из грузонесущего органа, инерционного возбuditеля колебаний и амортизирующих опор, посредством которых он закреплен на щите.

От забойного питателя до рудоспуска руда доставляется вибрационным конвейером.

Техническая характеристика механизмов, входящих в комплекс:

Показатели	Выпускной щит	Вибропитатель ПВ	Виброконвейер КВ-2
Производительность, т/ч	—	500	500
Величины заглубления в обрушенную руду, м	3,2	2,7	—
Размеры выпускных проемов, м	3,0×1,0	—	—
Расчетное давление руды, т/м ²	75	6	1,5
Длина передвижения за 1 цикл, м	до 5,0	—	—
Общее усилие гидродомкратов (при давлении масла 200 кг/см ²), т	500	—	—
Амплитуда колебаний, мм	—	3—5	6—7
Число колебаний, мин	—	1000	650
Мощность электродвигателей, кВт	20	22	20
Габаритные размеры; мм:			
длина	4700	5500	10 500
ширина	2700	1230	1440
высота	3000	950	1000
Масса, т	25	4,7	7,0

Рассмотрим принципиальную схему работы комплекса. Выпускной щит и вибрационный конвейер устанавливают в подэтажной выработке. Над приемной частью щита обрушают слой руды; поддерживающая часть в это время находится в выработке, обеспечивая ее устойчивость в наиболее опасном месте — на сопряжении с очистным пространством.

Через выпускные проемы щита обрушенная руда поступает на питатель и перегружается им на конвейер, который транспортирует руду к рудоспуску. По окончании выпуска руды конвейер укорачивают на величину отбитого слоя, извлекают крепь подэтажного штрека и передвигают щит для отбойки и выпуска следующего слоя. Щит передвигают гидродомкратами, упирающимися через боковые тумбы в обрушенную руду. Обрушенные породы заполняют освободившееся пространство. Щит передвигается на 5—6 м, до тех пор, пока имеется возможность упора в обрушенную руду. В новом положении над щитом обрушают следующий слой руды, и цикл выпуска руды повторяется.

Щитовой комплекс АВР-3 испытан на шахте «Саксагань» (Кривбасс).

В результате ликвидации рудовыпускных дучек применение щитового комплекса значительно упрощает конструкцию днища блоков и улучшает условия поддержания выработок приемных горизонтов.

Щитовой комплекс разработан, выполнен и испытан еще в 1969 г. Однако до сих пор в практику он не вошел.

5.10.9. Заключение по системе подэтажного обрушения

Развитие системы подэтажного обрушения на отечественных рудниках шло по пути увеличения высоты подэтажа и создания различных вариантов образования компенсационных камер. Сейчас этаж делят на два подэтажа высотой по 40 м. Несмотря на большую высоту подэтажа, на рудниках Кривбасса количество нарезных и подготовительных выработок на 1000 т руды весьма значительно и достигает 9 м. Потери руды 17—20 %, засорение 6—10 %. Производительность труда рабочего по руднику 10—11 т/см.

По данным профессора В. В. Куликова, истинные потери руды выше отчетных и составляют 30—40 %¹.

Конструкция системы разработки сложна и требует проведения большого количества коротких выработок малого сечения, что связано с применением ручного немеханизированного труда.

Основным достоинством системы подэтажного обрушения является более высокая производительность труда, чем при других системах разработки, а недостаток сводится к высоким потерям и засорению руды.

5.10.10. Сущность и условия применения систем разработки с этажным обрушением руды

Система этажного обрушения отличается от системы подэтажного обрушения тем, что обрушение руды производят не в пределах подэтажа, а в пределах этажа. Существует две разновидности этой системы разработки: с обрушением руды скважинами и с самообрушением руды в результате подсечки на достаточно большой площади.

Мощность месторождения должна быть не менее 15—20 м при обрушении скважинами и не менее 40—50 м при самообрушении, поскольку минимальная площадь подсечки для самообрушения руды 2,5—3,0 тыс. м².

Этими системами разрабатывают как крутые, так и горизонтальные залежи при невысокой ценности руды, так как потери того же порядка, что и при подэтажном обрушении.

Крепость руды колеблется в широких пределах, но для самообрушения руды нужно, чтобы она была трещиноватой и склонной к обрушению в кусках, приемлемых для выпуска через дучки.

¹ Куликов В. В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений.— М.: Недра, 1972.— 322 с.

5.10.11. Система этажного обрушения с отбойкой руды вертикальными скважинами

Описание системы разработки этажным обрушением скважинами приводим в соответствии с практикой железных рудников объединения Сибруда, на которых эту систему успешно применяют длительное время.

Подготовительные работы (рис. 5.49). Проходят откаточные полевые штреки в лежачем и висячем боках залежи (на рисунке они не показаны). Полевые штреки соединены между собой

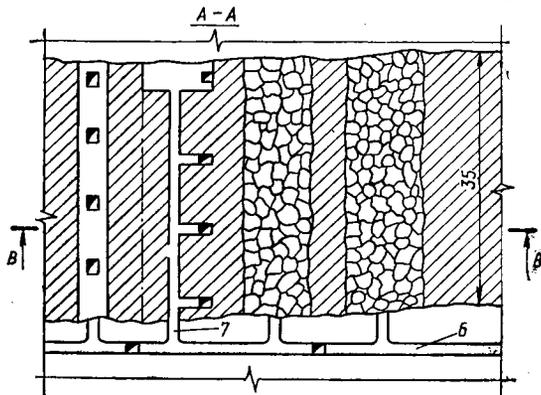
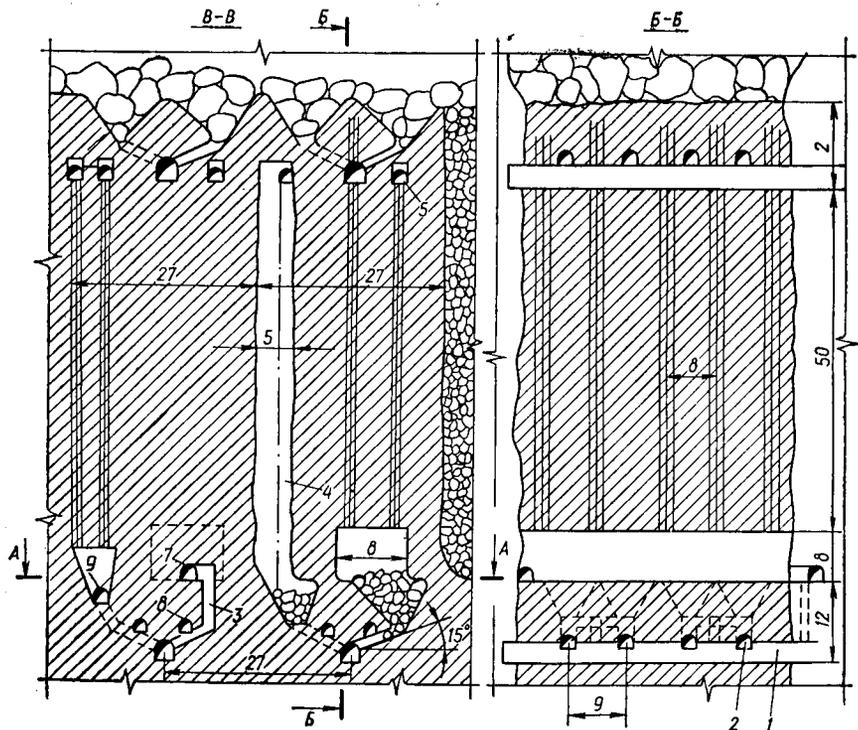


Рис. 5.49. Система этажного обрушения с отбойкой руды пучками вертикальных скважин.



откаточными ортами 1, из которых проходят выработки для установки вибропитателей 2.

Расстояние между этими выработками вдоль штрека в описанном случае принято равным 9 м. Из выработок для вибропитателей проходят дучки 3 до горизонта подсечки. Одну из дучек продолжают вверх до вышележащего вентиляционного горизонта. Эта выработка является отрезным восстающим 4. На горизонте подсечки проходят орты 7 и штрек 6, необходимые для образования подсечных выработок. На уровне вентиляционного горизонта проходят буровые орты 5. Для вентиляции и работ по вторичному дроблению руды проходят выработки 8, по которым можно подойти к вибропитателям. На уровне почвы компенсационных камер проходят подсечные орты 9.

О ч и с т н ы е р а б о т ы. Первоначально производят подсечку блока в той части, где образуется отрезная щель, а затем в основной части блока, где будет проводиться обрушение руды. В подсечную камеру выходят концы скважин, пробуренных сверху из вентиляционного горизонта. Подсечку делают в виде траншеи. Отбойку руды при подсечке производят верными комплектами скважин, пробуренными из подсечных ортов 9.

Вторым этапом очистных работ является образование компенсационной камеры. В данном случае ширина ее принята равной 5 м. Компенсационная камера в виде щели, простирающейся от висячего до лежащего бока и от горизонта подсечки до вентиляционного горизонта, образуется при отбойке руды пучками вертикальных скважин. Скважины бурят параллельно отрезному восстающему, заряжают их, взрывают и таким путем образуют отрезную щель, расположенную на границе с соседней панелью. С одной стороны, эта щель компенсирует разрыхление руды в процессе ее отбойки, с другой — является экраном, препятствующим воздействию напряжений сейсмических волн на соседний блок.

Третий этап работ заключается в обрушении руды пучками скважин. Из бурового орта 5 и орта на вентиляционном горизонте, который в прошлом был откаточным, вниз до подсечной камеры бурят пучки скважин, расстояние между которыми около 8 м. В каждом пучке бурят 6—10 скважин диаметром 110—150 мм каждая. Эти скважины бурят с одной установки распорной колонки путем поворота бурового станка на заданный угол. Такой способ бурения сводит передвижение буровых станков к минимуму и тем самым повышает производительность труда при буровых работах. Скважины заряжают и взрывают с миллисекундным замедлением. В первую очередь взрывают скважины, расположенные ближе к компенсационной камере, и во вторую очередь скважины, расположенные со стороны ранее отработанного блока. Пучки скважин в одном ряду взрывают с замедлением (для уменьшения вредного влияния сейсмических воздействий на массив руды). Скважины можно бурить не только сверху вниз, но и снизу вверх из подсечки, сделанной в нижней части блока.

Последний этап работы заключается в выпуске обрушенной руды на откаточные орты с помощью вибропитателей.

В е н т и л я ц и я б л о к а. Свежая струя воздуха поступает по полевому откаточному штреку, пройденному в лежащем боку

залежи, затем воздух попадает на откаточные орты, омывает их и оттуда загрязненная струя уходит на штрек, пройденный в висячем боку залежи, а затем по полевым восстающим удаляется на вентиляционный горизонт.

Полевые выработки в лежащем и висячем боках, полевые восстающие и выработки на горизонте подсечки позволяют проветривать те места, где находятся рабочие, свежей струей воздуха от общешахтной депрессии.

Управление горным давлением осуществляется путем обрушения руды и последующего самообрушения вмещающих пород.

Правила безопасности. Системы этажного обрушения и подэтажного обрушения близки между собой, и правила безопасности при этих системах идентичны.

Организация работ. В блоке работают рабочие двух профессий: бурильщики и рабочие, занятые выпуском руды. Таким образом, организация работ при этой системе также аналогична организации работ при подэтажном обрушении.

Приведем основные технико-экономические показатели на примере двух шахт:

Наименование показателей	Шахта «Шергешская» объединения «Сибруда»	Шахта «Магнитовая» Восточного горного рудоуправления
Коэффициент крепости руды	12—14	8—10
Количество подготовительных выработок, м, на 1000 т руды	2,7	2,2
Расход ВВ, кг/т:		
на отбойку	0,45	0,36
на вторичное дробление	0,085	0,07
Производительность труда рабочего по руднику, т/смену	20,5	21,7

Из этих данных следует, что технико-экономические показатели на рудниках Урала и Сибири значительно лучше, чем на рудниках Кривбасса.

На рудниках Сибири производительность труда на выпуске руды около 400 т/смену. Один блок дает в смену — до 1500 т руды, или 80—90 тыс. т/мес. На крупном руднике одновременно в отработке достаточно иметь 3—5 блоков. При этом достигается высокая концентрация работ.

Достоинства системы заключаются в высокой производительности труда, достигнутой благодаря снижению количества подготовительных выработок и применению вибропитателей.

Недостаток — высокие потери руды, свойственные системам разработки, при которых отбитую руду выпускают, когда она находится под обрушенными породами.

5.10.12. Развитие системы этажного обрушения с отбойкой скважинами с отбойкой руды скважинами

Развитие системы этажного обрушения с отбойкой скважинами связано с переходом на вскрытие сразу двух этажей и устройством концентрационного горизонта. На рудниках объединения «Сибруда» применена система этажного обрушения с отбойкой руды в пределах двух этажей (рис. 5.50). Высота блока составляет 165 м. Применение такого варианта системы разработки снижает проходку подготовительных и нарезных выработок до 1,3 м на 1000 т добываемой руды. Выход

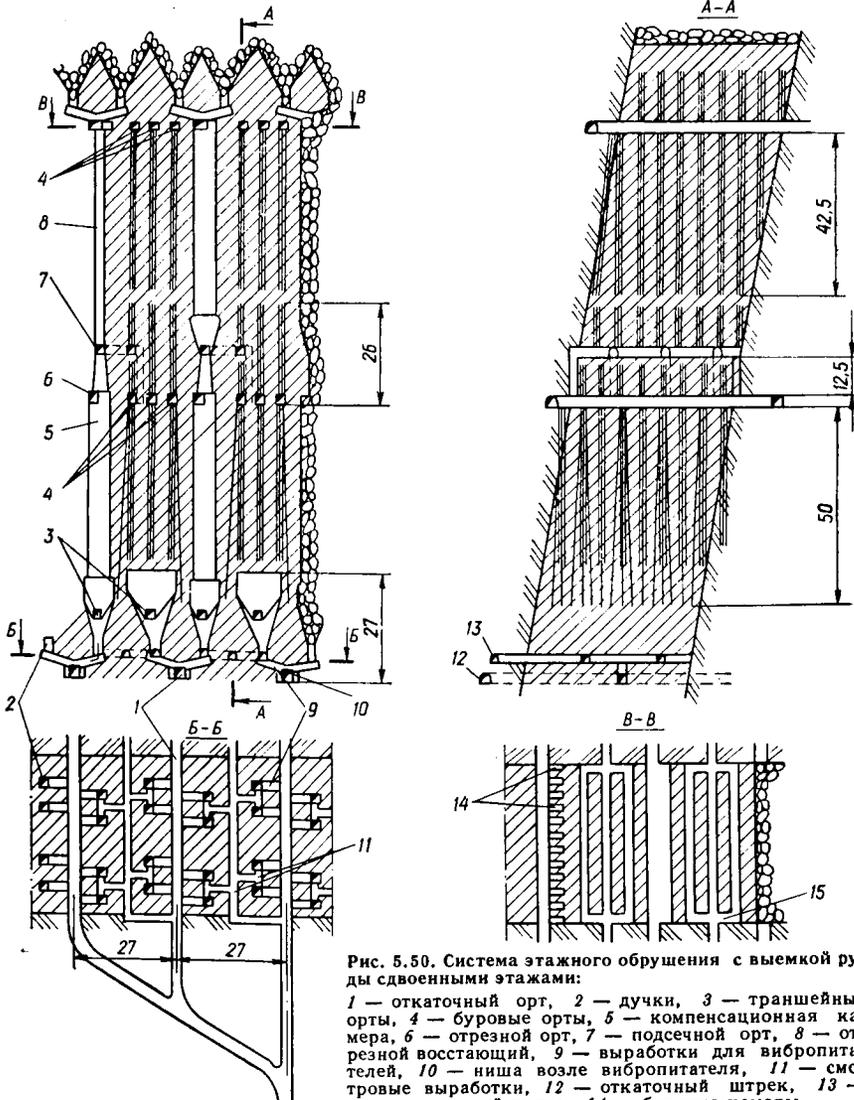


Рис. 5.50. Система этажного обрушения с выемкой руды сдвоенными этажами:

1 — откаточный штрек, 2 — дучки, 3 — траншейные орты, 4 — буровые орты, 5 — компенсационная камера, 6 — отрезной штрек, 7 — подсеочной штрек, 8 — отрезной восстающий, 9 — выработки для вибропитателей, 10 — ниша возле вибропитателя, 11 — смотровые выработки, 12 — откаточный штрек, 13 — вентиляционный штрек, 14 — буровые камеры, 15 — вентиляционный штрек.

негабарита при размере кондиционного куска руды 1—1,2 м составил 4—6 %. Производительность труда рабочего на выпуске руды 859 т/смену. Производительность блока 200—250 тыс. т/мес. Подробного описания этого варианта системы не приводим, так как от основного варианта он отличается только вдвое большей высотой блока. Однако это весьма существенно, так как позволяет существенно улучшить технико-экономические показатели.

Другое направление совершенствования системы этажного обрушения заключалось в переходе на отбойку руды в зажатой среде при высоте блока 120—140 м. Экономический эффект достигался за счет сокращения количества подготовительных выработок и концентрации работ. Конструктивно этот вариант отличается от основного отсутствием отрезной щели.

5.10.13. Система этажного самообрушения

Система этажного самообрушения руды существенно отличается от всех других систем с обрушением руды. Отличие состоит в том, что для обрушения руды не применяют буровзрывных работ. Блок подсекают на площади, достаточной для того, чтобы вызвать последующее естественное самообрушение руды, развивающееся под действием горного давления. Возможно как этажное, так и подэтажное самообрушение руды. Так как эти системы конструктивно мало отличаются одна от другой, рассмотрим только систему этажного самообрушения руды в варианте, который применяли на рудниках Кривбасса.

Условия применения. Мощность рудного тела не менее 40—50 м. Значительная мощность необходима потому, что только при большой площади подсежки рудного тела можно вызвать самообрушение руды. При такой мощности залежи площадь блока может составить 1600—2000 м². Предполагается, что блок имеет в плане примерно квадратную форму. Падение должно быть либо крутым, либо близким к горизонтальному залеганию. В отечественной практике систему этажного обрушения применяли для разработки мощных и весьма мощных крутых залежей. В зарубежной практике известен ряд случаев, когда эту систему применяли для разработки мощных горизонтальных залежей. Даем описание этой системы применительно к разработке крутого месторождения. К физико-механическим свойствам руды предъявляются особые требования. Руда может быть крепкой, но должна быть разбита густой сетью трещин, чтобы после подсежки рудного тела самообрушение руды происходило в кусках удобного для выпуска через дучки размера. Руда не должна быть склонна к слеживанию, самовозгоранию и окислению, так как она довольно долго находится в блоке в отбитом состоянии.

Ценность руды невысокая по той же причине, что и при других системах с обрушением руды и вмещающих пород — потери руды довольно велики. Таким образом, система этажного самообрушения требует уникальных условий применения. Не так часто встречаются месторождения, удовлетворяющие всем перечисленным выше требованиям, поэтому система этажного обрушения применяется сравнительно редко.

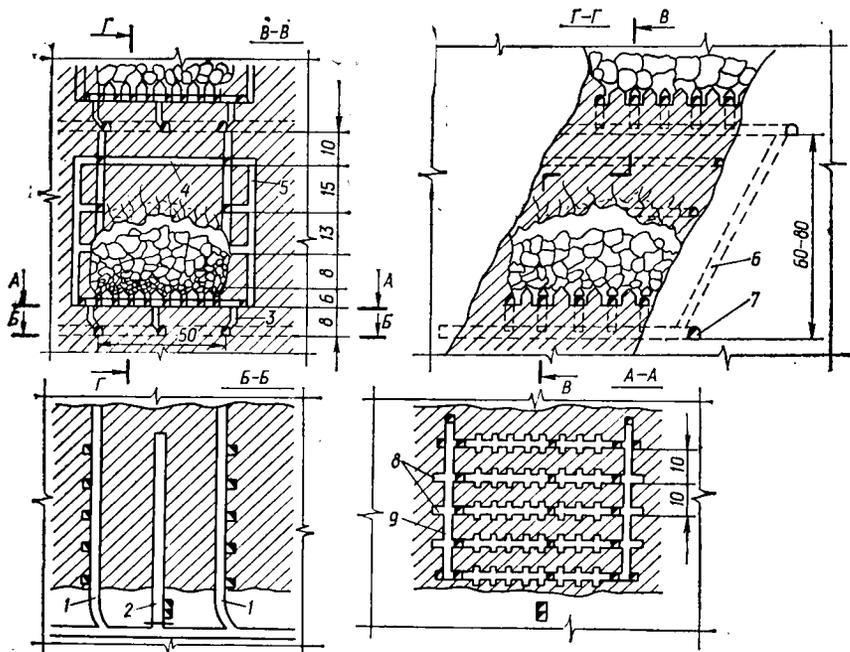


Рис. 5.51. Система этажного самообрушения.

Подготовительные работы (рис. 5.51). Проходят полевой откаточный штрек 7 в лежачем боку залежи. Из этого штрека проходят откаточные орты 1 и в центре блока вентиляционный орт 2. Вентиляционный орт связан с вентиляционным горизонтом восстающим 6. Из откаточных ортов до горизонта подсечки, т. е. на высоту около 8 м, проходят рудоспуски 3 и рядом с ними ходки для доставки оборудования и передвижения людей. На горизонте подсечки проходят орты 9 и скреперные штреки 8. Затем проходят выработки 4, окаймляющие блок, которые состоят из восстающих и горизонтальных выработок, пройденных по границе блока вкрест простирания и у лежачего бока. Выработки, окаймляющие блок, необходимы для ослабления блока по периметру и ускорения процесса самообрушения руды.

По вертикали окаймляющие выработки располагают на расстоянии 10—15 м одна от другой. У всячего бока окаймляющих выработок обычно не делают. Если при разработке месторождения система этажного самообрушения применяется впервые, то, кроме указанных выработок проводят, еще так называемые смотровые восстающие 5, служащие для наблюдения за самообрушением руды. В эти восстающие можно подняться, чтобы наблюдать свод естественного равновесия, создающийся в блоке и контролировать расстояние между уже обрушенной рудой и ее массивом.

Кроме всех перечисленных выше нужно пройти еще выработки для подсечки блока и выпуска руды. Выпуск руды производят через дучки, которые проходят из скреперных штреков вверх до горизонта подсечки. На горизонте подсечки штреки и орты проходят так же,

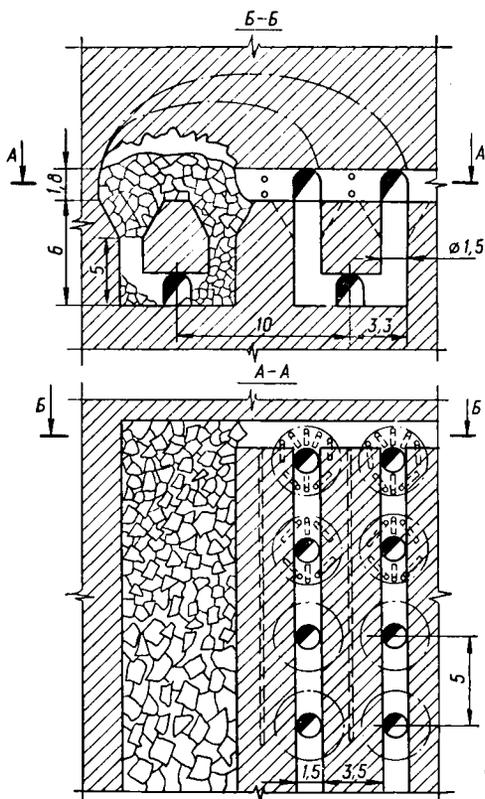


Рис. 5.52. Подсечка блока.

По мере разрушения целиков образуется свод естественного равновесия. При последовательном продвижении работ блок подсекают по всей его площади. Интенсивность подсечки должна быть такой, чтобы целики между подсечными выработками не разрушались сами раньше, чем они будут разрушены взрывными работами. Если где-либо останется неразрушенный участок руды или слаборазрушенный участок, то через него на выработки горизонта доставки разовьется большое горное давление и скреперные штреки там могут быть разрушены. Поэтому подсечка должна производиться очень тщательно с полным разрушением слоя руды на горизонте подсечки. Процесс подсечки блока длится различное время в зависимости от площади блока и величины развивающегося при этом горного давления. Подсечка может продолжаться 1—2 недели и больше.

В процессе подсечки часть обрушенной руды может быть выпущена. После того как блок будет подсечен, на всей его площади начинается естественное самообрушение руды, развивающееся снизу вверх до вышележащих вмещающих пород.

Если площадь блока и расстояние между окаймляющими выработками выбраны правильно, то самообрушение протекает постепенно. Обрушенная руда может заполнить все выработанное пространство

как и на горизонте доставки руды. Штреки и орты на горизонте подсечки необходимы, чтобы в последующем произвести подсечку блока по всей его площади.

Скреперные штреки обычно испытывают значительное горное давление, поэтому их крепят железобетоном или металлической крепью с затяжкой боков железобетонными плитами.

Очистные работы можно разбить на три этапа: подсечку блока, частичный выпуск руды в процессе самообрушения ее и окончательный выпуск руды под обрушившимися вмещающими породами. Подсечка блока показана на рис. 5.52. Заключается она в разрушении целиков между подсечными выработками взрывом зарядов в горизонтальных скважинах. Обычно подсечку блока начинают у одного из флангов его, продвигая последовательно к другому флангу.

и препятствовать дальнейшему процессу самообрушения. Чтобы этот процесс протекал беспрепятственно, нужно постоянно вести выпуск части обрушенной руды (выпускают примерно 50 % от общего объема обрушенной руды). При выпуске необходимо следить за тем, чтобы между обрушенной рудой и массивом постоянно оставалось свободное пространство высотой в несколько метров. Если выпуск ведется недостаточно интенсивно, то это пространство может исчезнуть, и самообрушение прекратится. В последующем его можно возобновить. Если выпуск вести слишком интенсивно, то между сводом естественного обрушения и обрушенной рудой может образоваться свободное пространство большой высоты. Тогда пустые породы со стороны висячего и лежащего боков могут проникнуть в пределы блока, верхняя часть блока окажется отрезанной от выработок для выпуска руды слоем пустых пород, т. е. руда в этой части блока будет потеряна. Чтобы этого не допустить, между массивом руды и обрушенной рудой необходимо поддерживать пространство высотой не более 2—3 м. Процесс самообрушения со временем достигает вышележащего горизонта и вышележащих обрушенных пород.

После этого приступают к третьему этапу, а именно, выпуску руды под обрушившимися породами. Его производят в соответствии с закономерностями выпуска руды так же, как и при других системах с обрушением.

И во второй, и третьей стадии работ руду через дучки выпускают на скреперные штреки, затем скреперами доставляют к рудоспускам и через люки грузят в вагонетки. Обработка блока заканчивается окончательным выпуском руды.

На рис. 5.51 показан случай, когда блок отрабатывают в массиве руды. Все последующие блоки будут отрабатываться уже по соседству с ранее отработанным блоком и, следовательно, участком, заполненным обрушившимися породами. Блок будет контактировать с обрушенными породами по двум поверхностям, а именно: сверху и по вертикальной поверхности одной из сторон блока. Естественно, что потери руды, засорение будут минимальными в первом блоке, который отрабатывается в массиве руды, и более высокими при контакте обрушенной руды с обрушенными породами по двум поверхностям.

В е н т и л я ц и я б л о к а. Свежая струя поступает по откаточному штреку, затем по откаточным ортам и ходкам поднимается на скреперные штреки. Далее по скреперным штрекам воздух движется к центру блока. В центральной части блока расположен вентиляционный орт, по которому загрязненная струя воздуха поступает к вентиляционному восстающему и поднимается на вентиляционный горизонт. В блоке работают лишь скреперисты по доставке руды. Скреперные лебедки установлены на флангах блока возле рудоспусков и именно сюда подается струя свежего воздуха. Загрязненный продуктами взрыва воздух движется от скреперистов к центру блока и не мешает их нормальной работе.

У п р а в л е н и е г о р н ы м д а в л е н и е м. Сводится к обрушению руды и вмещающих пород и поддержанию в блоке выработок, через которые обрушенная руда выпускается и доставляется к откаточному горизонту.

Организация работ. В период развитого состояния работ в блоке работают скреперисты на доставке руды. На рис. 5.51 показан блок, в котором находятся пять скреперных штреков и установлено десять скреперных лебедок. Обычно производительность с скреперной лебедки составляет 100—200 т/смену. При одновременной работе десяти скреперных лебедок производительность блока может составить 1000 т/смену. Таким образом, при этой системе можно добиться высокой производительности блока. Чем интенсивнее ведется выпуск руды, тем меньшее горное давление развивается на выработки для доставки руды. При системе этажного самообрушения на крупном руднике в очистных работах одновременно можно иметь лишь 3—4 блока.

Отработку месторождения целесообразно вести в направлении от флангов к центру. В этом случае на флангах в пределах этажа будут находиться в отработке два блока. Работы по подсечке и выпуску руды в соседних блоках можно начинать лишь после того, как расположенные рядом блоки будут полностью отработаны и заполнены обрушившимися породами.

При отработке нескольких рядом расположенных блоков рудное тело приходится подсекать на значительном участке по простиранию, что вызывает смещение всей толщи вмещающих пород и чрезвычайно высокое горное давление на скреперные штреки. При такой отработке большие затруднения возникают при поддержании скреперных штреков.

Очистные работы можно вести одновременно на двух этажах, но так, чтобы на ниже расположенном этаже отрабатывались блоки на участках, над которыми уже закончились очистные работы. Такой порядок позволяет иметь одновременно в очистных работах достаточное количество блоков для обеспечения большой мощности предприятия.

Система этажного самообрушения позволяет использовать силу горного давления для обрушения руды (буровзрывные работы не нужны). С этой точки зрения система этажного самообрушения наиболее экономична.

Основной недостаток заключается в том, что даже при правильном ведении работ и сравнительно небольшой площади подсечки на скреперные штреки развивается значительное горное давление и поддержание их вызывает настолько значительные затруднения, что на рудниках Кривбасса, например, отказались от системы этажного самообрушения и перешли к системе подэтажного обрушения с отбойкой вертикальных слоев руды, т. е. перешли к системе, когда подсечка блока осуществляется на небольшой площади. Потери руды при системе этажного самообрушения такие же, как и при других системах с обрушением руды и вмещающих пород, что также является существенным недостатком системы. Указанные недостатки привели к тому, что в настоящее время на отечественных рудниках систему этажного самообрушения не применяют.

5.10.14. Заключение по системам с этажным обрушением руды

Системы разработки с этажным обрушением руды скважинами прочно вошли в практику разработки рудных месторождений. По мере их совершенствования применялись выпуск и погрузка руды вибропитателями, отбойка руды пучками вертикальных скважин и увеличение высоты блоков до 120—165 м. Достигнуты технико-экономические показатели наиболее высокие по сравнению с другими системами разработки. Все это связано с деятельностью железных рудников объединения «Сибруда».

На рудниках «Кривбасса» эти системы применялись довольно широко в 50-х годах. В настоящее время на их долю приходится 9—20 % от общей добычи руды по бассейну. Основной системой в Кривбассе является подэтажное обрушение с высотой подэтажа 40 м. В целом по бассейну производительность труда ниже, чем на железных рудниках Сибири, примерно вдвое.

Система этажного обрушения с отбойкой руды скважинами несомненно заслуживает внимания и широкого распространения.

На ряде зарубежных рудников системой этажного самообрушения успешно разрабатывают мощные месторождения. Едва ли можно считать правильным полный отказ от системы этажного самообрушения на наших рудниках.

5.10.15. Основные закономерности выпуска руды под обрушенными породами

Выпуск отбитой руды осуществляется при двух существенно различающихся условиях. Во-первых, отбитая руда может заключаться в пределах некоторой полости—камеры. Из камеры руду выпускают через дучки. В таких условиях выпуск руды подобен выпуску любого сыпучего материала из емкости-бункера. Выпуск руд можно производить с любой интенсивностью в любой последовательности.

Во втором случае отбитая руда покрыта обрушившимися породами, т. е. есть как бы две сыпучие среды, причем одна из них расположена непосредственно над другой и никаких настилов между ними нет. Отбитую руду, расположенную ниже обрушившихся пород, необходимо выпустить через отверстия (дучки) так, чтобы она не перемешалась с вышележащими породами. Кроме того, нужно добиться минимальных потерь руды.

Подобная ситуация возникает при системах подэтажного и этажного обрушения, когда отбитая руда непосредственно контактирует с обрушившимися породами. Вмещающиеся породы обрушаются сами, естественно, в силу обнажения их на большой площади после отбойки руды. К взрывным работам для обрушения вмещающих пород обычно не прибегают, и в результате, как правило, породы оказываются обрушенными в кусках большего размера, чем руда, отбитая взрывными работами.

С началом применения систем с обрушением пород возникла необходимость в изучении закономерностей выпуска руды под обрушившимися породами. Проследить эти закономерности в природе невозможно, поскольку нельзя попасть в толщу отбитой руды и породы. Для исследования ситуации применяли моделирование. Модель представляла собой ящик с одной стеклянной стенкой, в который насыпана мелкодробленая руда, покрытая дробленой породой. У стеклянной стенки в днище ящика сделаны отверстия для выпуска руды, имитирующие дучки. Руда и порода насыпаны слоями и у стеклянной стенки пересыпанные полосками мела, которые позволяют наблюдать движение руды и пород и фотографировать фигуры, в пределах которых происходит сдвигание и истечение дробленой руды.

В 30-х годах впервые закономерности выпуска руды начал изучать С. И. Минаев, эти исследования продолжили профессора Г. М. Малахов, В. В. Куликов, Н. Г. Дубынин.

Фотография модели, на которой показаны различные стадии выпуска руды, приведена на рис. 5.53. Рассмотрим основные закономерности выпуска руды, установленные путем моделирования. Истечение отбитой руды через выпускные отверстия происходит из объемов, имеющих форму эллипсоидов. Эти эллипсоиды названы *эллипсоидами выпуска*. Все частицы, расположенные на их поверхности, приходят к выходному отверстию одновременно. Это было доказано с помощью нумерованных жетонов, заложенных в модель до выпуска руды.

Руда движется и разрыхляется в объеме значительно большем, чем эллипсоид выпуска, а именно, в объеме *эллипсоида разрыхления*.

Обрушенная порода начинает смещаться, когда эллипсоид разрыхления достигает контакта между рудой и породой. По мере выпуска руды поверхность контакта приобретает форму *воронки*. Когда воронка достигает выпускного отверстия, происходит выпуск отбитой руды совместно с обрушенными породами. Начинается засорение руды. До этого выпускали чистую руду.

Когда эллипсоид разрыхления достигает поверхности земли, начинается ее сдвигание и образуется провал.

Для правильного конструирования системы разработки важно установить зависимость потерь и засорения от расстояния между выпускными отверстиями и высоты толщи обрушенной руды, поскольку эти величины определяют размер потерь и засорения руды. Теряется руда, оставшаяся на днище блока, между выпускными отверстиями.

Определение прогнозных показателей извлечения руды сводится к подсчету объемов эллипсоидов выпуска¹.

Рассмотрим два случая. П е р в ы й случай, когда расстояние между дучками значительно и *выпуск ведут из одной обособленной дучки*. В т о р о й, когда расстояние между дучками невелико, и эллипсоиды выпуска руды пересекаются. Расчетная схема показана на рис. 5.54, а. Приняты обозначения: Q — объем эллипсоида выпуска; B — объем пустых пород, попавших в руду; H — высота эллипсоида выпуска; h — высота слоя руды.

¹ Куликов В. В., Дейнека А. Г. Методика прогнозирования показателей извлечения руды.— М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1969.— 47 с.

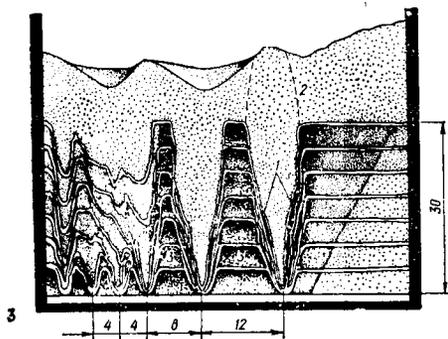


Рис. 5.53. Модель для изучения закономерностей выпуска руды: 1 — воронка выпуска, 2 — эллипсоид разрыхления, 3 — потерянная руда (по А. А. Куликову).

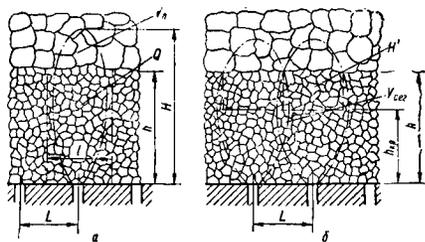


Рис. 5.54. Расчетная схема к определению прогнозных показателей извлечения руды: а — при выпуске из обособленной дучки, б — при выпуске из серии дучек.

Объемное засорение $K_{зас}$ равно отношению объема пустых пород, попавших в руду B , к объему эллипсоида выпуска Q , т. е. объему рудной массы.

Рассмотрим, каким образом можно определить данные, необходимые для расчета. Объем эллипсоида выпуска

$$Q = \frac{\pi R H^2}{3},$$

где P — константа, определяющая сыпучие свойства среды.

Численно величина P равна радиусу кривизны вершины эллипсоида выпуска. Эта константа определена экспериментально для ряда месторождений. Для условий железных рудников Кривого Рога $P = 0,45—0,55$ при крупнокусковой руде, $P = 0,35—0,4$ при руде средней крепости и $P = 0,3$ для руд, склонных к слеживанию.

Для апатитовой руды среднее значение $P = 0,55$, для медно-никелевых руд $P =$ от 0,8 до 1.

Высота эллипсоида выпуска неизвестна. Расчетом и экспериментально установлена определенная зависимость между высотой эллипсоида выпуска, высотой слоя руды и предельным объемным засорением в последней дозе выпуска:

$K_{зас. пред}, \%$	85	60	30	15
$H : h$	2,0	1,35	1,25	1,2

Заметим, что предельное объемное и массовое засорения могут быть определены по следующим формулам: предельное массовое засорение, %

$$K_{зас. пред} = \frac{a_{руд} - a_{р.м}}{a_{руд} - a_{пор}} \cdot 100;$$

предельное объемное засорение, %,

$$K_{\text{зас.пред}} = \frac{\gamma_{\text{р.м}}}{\gamma_{\text{пор}}} \cdot K_{\text{зас.пред}}^*$$

где $a_{\text{руд}}$ — содержание металла в руде; $a_{\text{пор}}$ — содержание металла в породах; $a_{\text{р.м}}$ — минимальное промышленное содержание металла в рудной массе; $\gamma_{\text{р.м}}$ — плотность рудной массы; $\gamma_{\text{пор}}$ — плотность пород.

Пользуясь указанными выше зависимостями, можно определить объем эллипсоида выпуска Q .

Объем пород, попавших в руду, подсчитывают по выражению

$$B = 0,262PKH^2.$$

Коэффициент K определяют по формуле

$$K = 4 \left(\frac{2h^3}{H^3} - \frac{3h^2}{H^2} + 1 \right).$$

Таким путем в рассматриваемых условиях определяют объемное засорение $K_{\text{зас}}$ и выход рудной массы, равный объему эллипсоида выпуска Q .

Второй случай, когда расстояние между дучками невелико, и эллипсоиды выпуска пересекаются.

Расчетная схема показана на рис. 5.54, б. Приняты обозначения: L — расстояние между дучками; H' — объем руды, выпускаемой в период плавного спускания контакта между рудой и породой до начала засорения; $h_{\text{кр}}$ — критическая высота блока, т. е. высота, до которой контакт опускается плавно и засорение руды еще не началось. В первый период выпуска из каждой дучки будет извлечено чистой руды

$$H' = (h_0 - h_{\text{кр}}) L^2.$$

Во второй период, т. е. после опускания контакта ниже $h_{\text{кр}}$, извлечение руды определяют как при выпуске из одиночной дучки, но вместо высоты слоя руды h принимают $h_{\text{кр}}$. Для определения этой величины пользуются следующим эмпирическим выражением:

$$h_{\text{кр}} = \frac{L^2}{4P}.$$

Во второй период извлечение руды будет равно

$$H'' = Q - V'_n - 4V_{\text{сег}},$$

где Q — объем эллипсоида выпуска при высоте слоя руды $h_{\text{кр}}$; V'_n — количество пустых пород, попавших в руду в этих условиях; $V_{\text{сег}}$ — объемы сегментов при пересечении соседних эллипсоидов выпуска.

Объем сегмента в процентах от объема эллипсоидов выпуска можно определить по следующей зависимости:

$L : 2b$	0,7	0,5	0,3	0,2	0,1
$V_{\text{сег}}, \%$	6	15	27	35	42

Здесь $2b$ — малая полуось эллипсоида выпуска, величину которой определяют по выражению

$$2b = \sqrt{2PH}.$$

Пример расчета. Исходные данные:

- | | |
|--|------------------------|
| 1. Высота блока над горизонтом подсежки, м | $h = 40$ |
| 2. Высота столба руды над дучкой с учетом глубины воронки (активная высота блока), м | $h_0 = 42$ |
| 3. Расстояние между дучками, м | $L = 5,65$ |
| 4. Количество боковых контактов руды с пустыми породами | 1 |
| 5. Плотность руды в массиве, т/м ³ : | $\gamma_M = 3,6$ |
| обрушенной руды | $\gamma_{обр} = 2,6$ |
| обрушенной пустой породы | $\gamma_{п.п} = 2,0$ |
| засоряющих пород | $\gamma'_{п.п} = 2,18$ |
| 6. Содержание железа, %: | |
| в массиве | $a_{руд} = 58,6$ |
| во вмещающих пустых породах | $a_{пор} = 35$ |
| в засоряющих породах | $a'_{пор} = 42$ |
| 7. Нижний предел кондиции по содержанию металла в рудной массе, % | $a_{р.м} = 46$ |
| 8. Коэффициент сыпучести | $P = 0,435$ |
| 9. Коэффициент разрыхления | $K_{раз} = 1,38$ |

Решение:

1. Запасы руды, приходящиеся на одну дучку,

$$B = hL^2\gamma_M = 40 \cdot 5,65^2 \cdot 3,6 = 4594 \text{ т.}$$

2. Количество руды, извлеченное из компенсационного пространства,

$$T = B \frac{K_{зас} - 1}{K_{зас}} = 4580 \cdot \frac{1,38 - 1}{1,38} = 1282 \text{ т.}$$

3. Критическая высота блока

$$h_{кр} = \frac{L^2}{4P} = \frac{5,65^2}{4 \cdot 0,435} = 18,4 \text{ м.}$$

4. Количество руды, извлеченное за первый период выпуска,

$$H' = (h_0 - h_{кр}) L^2 \gamma_{обр} = (42 - 18,4) \cdot 5,65^2 \cdot 2,6 = 1957 \text{ т.}$$

5. Предельное массовое засорение:

$$K_{зас.пред} = \frac{100(a_{руд} - a_{р.м})}{a_{руд} - a_{пор}} = \frac{100 \cdot (58,6 - 46)}{58,6 - 43} = 76 \text{ \%}.$$

6. Плотность рудной массы:

$$\gamma_{р.м} = 0,01 [K_{зас.пред} \gamma_{р.п} + (100 - K'_{зас.пред}) \gamma_{обр}] = 0,01 \cdot [76 \cdot 2,18 + (100 - 76) \cdot 2,6] = 2,28 \text{ т/м}^3.$$

7. Предельное объемное засорение:

$$K_{зас.пред} = \frac{\gamma_{р.м}}{\gamma_{р.п}} \cdot K'_{зас.пред} = \frac{2,28}{2,18} \cdot 76 = 79,5 \text{ \%}.$$

8. По таблице находим, что предельному засорению 79,5 % соответствует отношение

$$\frac{H}{h} = 1,7. \text{ Отсюда находим высоту эллипсоида выпуска:}$$

$$H = 1,7h_{кр} = 1,7 \cdot 18,4 = 31,28 \text{ м.}$$

Определяем коэффициент:

$$K = 4 \left(\frac{2h^3}{H^3} - \frac{3h^2}{H^2} + 1 \right) = 4 \left(\frac{2 \cdot 40^3}{31,28^3} - \frac{3 \cdot 40^2}{31,28^2} + 1 \right) = 1,5.$$

9. Объем эллипсоида выпуска

$$Q = \frac{\pi R H^2}{3} = \frac{3,14 \cdot 0,435 \cdot 31,28^2}{3} = 445 \text{ м}^3.$$

10. Объем пустых пород, попавших в руду,

$$B = 0,262 R K H^2 = 0,262 \cdot 0,435 \cdot 31,28^2 = 167 \text{ м}^3 \text{ или } 364 \text{ т.}$$

11. Ширина эллипсоида выпуска

$$2b = \sqrt{2RH} = \sqrt{2 \cdot 0,435 \cdot 31,28} = 5,2 \text{ м.}$$

12. Количество руды, извлеченное во втором периоде. Ширина эллипсоида выпуска меньше расстояния между дучками:

$$(5,2 < 5,65), \text{ поэтому } V_{\text{сер}} = 0 \text{ и } H'' = Q - B = 445 - 167 = 278 \text{ м}^3,$$

или 723 т.

13. Всего извлечено чистой руды:

$$H = T + H' + H'' = 1282 + 1957 + 723 = 3962 \text{ т.}$$

Получено рудной массы:

$$D = H + B = 3962 + 364 = 4326 \text{ т.}$$

14. Извлечение руды:

$$K_{\text{извл}} = \frac{H}{B} \cdot 100 = \frac{3962}{4594} \cdot 100 = 86 \text{ \%}.$$

15. Засорение:

$$K_{\text{зас}} = \frac{B}{D} \cdot 100 = \frac{364}{4326} = 8,4 \text{ \%}.$$

5.11. ОТРАБОТКА ЦЕЛИКОВ

При разработке месторождений камерной системой с открытым выработанным пространством или системой с магазинированием руды образуются междукамерные и междуэтажные целики, запасы в которых составляют от 30 до 70 % общих запасов руды в блоке. Поэтому окончательные результаты отработки блока во многом определяются способом выемки целиков.

Способ выемки зависит главным образом от ценности руды. Если она ценная, то целики стремятся отработать с минимальными потерями, несмотря на значительные затраты труда и высокую себестоимость добычи 1 т руды. Если руда малоценная, то целики отработывают с минимальными затратами труда и средств, и при этом допускают довольно высокие ее потери.

При разработке малоценных руд (например, бедных железных) целики отработывают массовым или подэтажным обрушением. Применяют два варианта: 1. Обрушают совместно междукамерные и междуэтажные целики (рис. 5.55). 2. Обрушают только междуэтажные целики, в результате чего камеры заполняются пустыми породами, затем междукамерные целики отработывают системой подэтажного обруше-

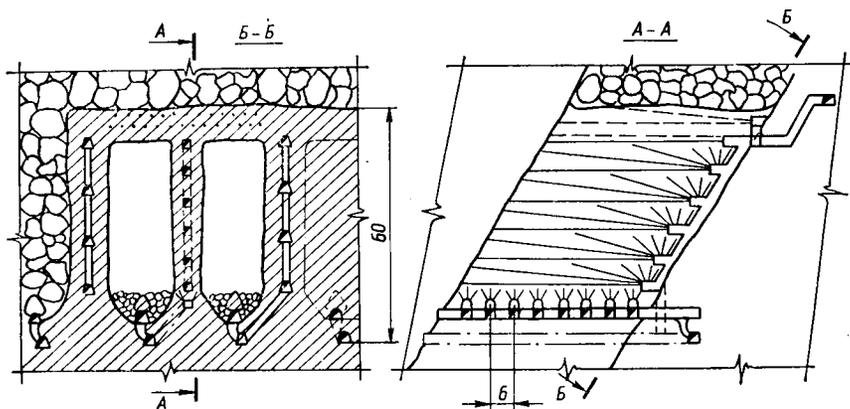


Рис. 5.55. Массовое обрушение междукамерных и междуэтажных целиков.

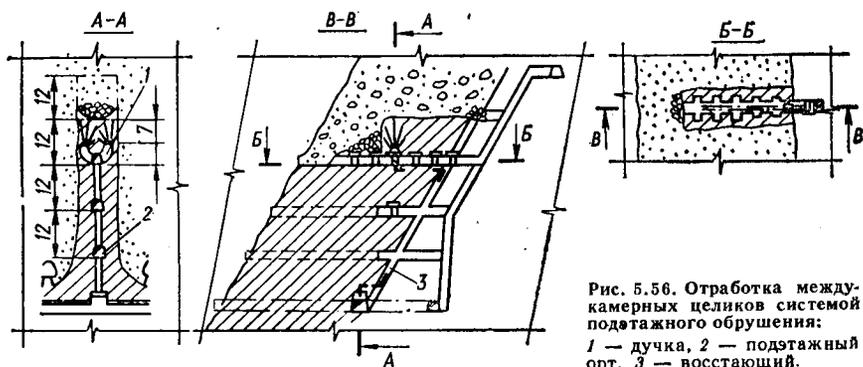


Рис. 5.56. Отработка междукамерных целиков системой подэтажного обрушения: 1 — дучка, 2 — подэтажный орт, 3 — восстающий.

ния (рис. 5.56). Себестоимость добычи руды при отработке целиков массовым обрушением незначительна, так как затраты нужны только на буровзрывные работы. Отработать целики можно в короткий срок, что позволяет своевременно начать очистные работы в нижележащем этаже. Но потери руды при отработке целиков массовым обрушением составляют около 50 %, засорение — 10—20 %. Потери руды происходят вследствие смещения ее с породой в момент взрыва и, главным образом, вследствие невозможности выпустить руду, находящуюся на лежащем боку залежи.

Движение руды и вмещающих пород при массовом обрушении целиков и обрушении только потолочин исследовалось на моделях. На рис. 5.57 показана модель до и после обрушения потолочины. Хорошо видно, что даже при угле падения залежи порядка 60° значительное количество руды расположилось на лежащем боку. При более пологом падении вся руда или основная масса ее останется на лежащем боку. Эту руду невозможно выпустить через дучки, расположенные в днище блока. Для выпуска ее можно пройти дучки и скреперные выработки в породах лежащего бока, что требует значительных затрат и экономически оправдано лишь в редких случаях.

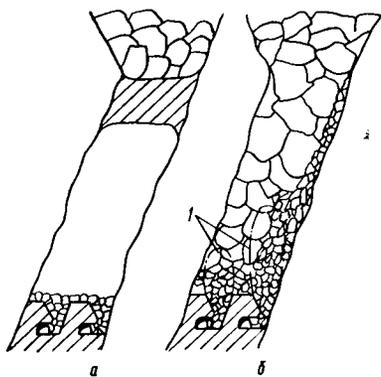


Рис. 5.57. Исследование на моделях процесса выпуска руды после обрушения потолочины:

а — модель до обрушения потолочины, *б* — модель после обрушения потолочины; 1 — эллипсоиды выпуска.

доставляют по подэтажному орту к рудоспуску. Потери руды составляют от 20 до 35 %, засорение — 10—20 %. По потерям руды, себестоимости и производительности труда этот способ занимает промежуточное место между массовым и слоевым обрушениями. Чтобы отработать целики слоевым обрушением или системами с закладкой, камеры предварительно заполняют закладкой, поданной с поверхности. Затем междуэтажный и междукамерный цели-

При отработке междукамерных целиков системой подэтажного обрушения может быть применен любой ее вариант. Обычно применяют вариант либо с отбойкой руды в зажатой среде, либо вариант «закрытый веер». На рис. 5.56 показана отработка междукамерного целика вариантом «закрытый веер». У лежащего бока проходит рудный восстающий 3, служащий рудоспуском. Через 10—12 м проходят подэтажные орты 2 и из них дучки 1. Веерные комплекты скважин бурят из дучек. Обрушение руды производят над одной или двумя парами дучек. Каждый подэтаж отработывают от висячего бока к лежащему. Руду скреперной лебедкой

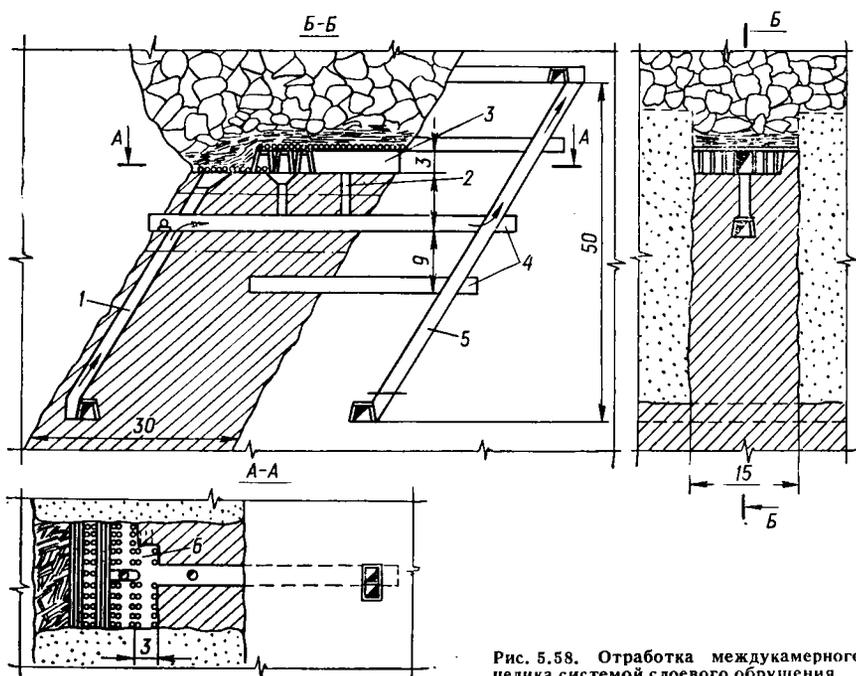


Рис. 5.58. Отработка междукамерного целика системой слоевого обрушения.

ки отрабатывают системой слоевого обрушения (рис. 5.58) или системой горизонтальных слоев с закладкой.

Месторождение подготовлено штреками в лежащем боку и у висячего бока. Пройдены полевой 5 и рудный 1 восстающие, через 9 м по вертикали аккумулирующие орты 4 и из них дучки 2. Из дучек пройден слоевой орт 3. Далее отрабатывают слой трехметровой высоты заходками 6. Крепь в заходках, слоевых и аккумулирующих выработках деревянная, с неполными крепежными рамами. Отбитую руду вдоль заходов доставляют небольшими скреперными лебедками. Она поступает по дучкам к аккумулирующему орту, по которому ее скреперной лебедкой доставляют к полевому восстающему. Потери и разубоживание руды при выемке целиков системой слоевого обрушения или с закладкой составляют 5—10 %. Иногда для выемки целиков ценной руды применяют систему разработки с креплением и закладкой, если при отработке целиков нельзя допускать сдвижения вмещающих пород и обрушения поверхности.

5.12. КОНСТРУИРОВАНИЕ И ВЫБОР СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

5.12.1. Конструирование и графическое изображение систем разработки

При конструировании систем разработки первоначально выполняют технический проект, затем изготавливают рабочие чертежи.

В техническом проекте систему изображают в 3—5 проекциях. Чертежи выполняют строго в соответствии с правилами черчения и построения проекций. Три основные проекции заключаются в разрезе блока по простирацию месторождения, разрезе вкрест простираения и плане по одному из подэтажей. При горизонтальном залегании месторождения можно ограничиться двумя проекциями: разрез и план. Чертежи систем разработки в настоящем учебнике приведены в том виде, в котором их изображают в техническом проекте. Конечно, во многих случаях допущены упрощения, связанные с малым размером иллюстраций. К этим основным проекциям могут быть добавлены еще 1—2 плана по различным подэтажам и 1—2 разреза вкрест простираения по наиболее характерным сечениям. Эти проекции могут быть выполнены на том же листе, что и три основные проекции, или на отдельном листе.

Масштаб определяется размером блока. Наиболее употребителен масштаб 1 : 500.

Дополнительно к этому можно дать чертежи наиболее важных узлов, а именно, расположение скважин для отбойки руды (паспорт буровзрывных работ), конструкцию выработок для выпуска и доставки руды, сечения и сопряжения выработок и т. д. Таким образом, изображение системы разработки в техническом проекте можно сделать на одном или на 3—4 листах.

Горно-геологические условия в этом случае принимают некоторые средние, характерные для данного месторождения. Технический проект системы является справедливым для всего месторождения или какой-либо его части с определенными горно-геологическими условиями.

Проектные технико-экономические показатели подсчитывают по этому проекту.

Рабочие чертежи выполняют для каждого блока. Причем геологические условия принимают те, которые даны геологической службой, именно для данного блока. Как правило, эти условия меняются и для соседнего блока будут иными (изменяется мощность залежи, угол падения, могут появиться включения пустых пород). Иногда геологические условия складываются так, что в пределах одного блока приходится применять две совершенно различные системы разработки.

По рабочему проекту проходят нарезные выработки и ведут очистные работы. Он отличается от технического большим количеством проекций. Три основные проекции: разрез по простиранию, разрез вкрест простирания и план остаются как в техническом проекте, но добавляются планы во всем подэтажах и ряд разрезов вкрест простирания. Обычно по простиранию месторождение делят на участки длиной 12,5 или 25 м линиями, которые называют осями. К этим осям приурочивают границы блоков и по ним делают разрезы вкрест простирания.

Кроме того, даются рабочие чертежи узлов, связанных с отбойкой, доставкой и погрузкой руды. В техническом проекте такие узлы не чертят или дают лишь общие виды. В рабочем проекте необходимо привести рабочие чертежи узлов с такой детальностью проработки, чтобы по этим чертежам можно было выполнить работы в натуре.

5.12.2. Составление календарного плана отработки блока

Для определения общего срока подготовки, нарезки и отработки блока, а также для установки последовательности проведения этих работ составляют календарный план. Вместо календарного плана можно составить сетевой график по типу, показанному на рис. 2.16.

Календарный план, как правило, проще и нагляднее сетевого графика. В состав календарного плана входят перечень работ, сведения об их объеме и продолжительности их выполнения и, наконец, собственно календарный план в графическом изображении. Требования к календарному плану таковы: количество рабочих на участке должно сохраняться постоянным; работы по подготовке, нарезке и очистной выемке должны быть выполнены в заданный срок; должна быть предусмотрена последовательность переноса работ из одного блока в другой.

Из этого следует, что с помощью календарного плана увязываются во времени и пространстве горные работы, выполняемые рудником. Помимо календарных планов подготовки, нарезки и отработки блоков составляют еще план горных работ на год, в котором увязывают между собой работу отдельных участков. Здесь уже нет необходимости учитывать работу в каждом забое. Достаточно знать продолжительность подготовительных нарезных и очистных работ по каждому блоку. В плане горных работ по каждому блоку будут фигурировать только эти 3 цифры. Пользуясь ими, составляют календарный план горных работ на год и устанавливают последовательность перехода работ из одного блока в другой.

5.12.3. Техничко-экономический расчет систем разработки

Цель технико-экономического расчета системы разработки — определение средней (по блоку) производительности труда, расхода материалов, потерь руды и, в конечном итоге, себестоимости добычи 1 т руды.

Это довольно громоздкий расчет, поскольку для отработки блока приходится проходить большое количество различных выработок, очистные работы во многих случаях состоят из нескольких стадий (подсечка и отрезка камеры, отбойка и выпуск руды, закладка и т. д.).

Данные технико-экономического расчета используют в двух случаях: во-первых, чтобы установить средние технико-экономические показатели, необходимые для планирования работ; во-вторых, этот расчет приходится делать при выборе экономически наиболее выгодной системы разработки. Правда, иногда можно воспользоваться производственными данными, если на руднике применяют или применяли несколько систем, из которых и производится выбор. Средними технико-экономическими данными, взятыми из литературных источников, при выборе систем разработки пользуются лишь для приближенных расчетов.

Техничко-экономический расчет систем разработки производят по формам, приведенным в приложении. Заполнение этих форм не вызывает затруднений. Необходимо лишь иметь в виду, что количество горной массы и содержание в ней полезного компонента необходимо рассчитывать по выражениям, приведенным в разделе, где излагаются потери и засорение руды.

5.12.4. Выбор системы разработки

От правильного выбора систем разработки в значительной мере зависит работа рудника, так как именно система разработки определяет себестоимость добычи полезного ископаемого, потери и засорение руды. Задача по выбору систем разработки сложна потому, что выбор определяется многими и зачастую противоречивыми факторами, например, стремление к максимальному снижению себестоимости добычи приводит к выбору систем, дающих высокие потери руды, и наоборот, системы, при которых можно вести разработку с минимальными потерями, приводят к высокой себестоимости добычи руды.

Рассмотрим горно-геологические условия, которые необходимо учитывать при выборе систем разработки.

Мощность залежи очень резко ограничивает возможный ассортимент систем разработки для заданных условий. Жильные месторождения имеют малую мощность и при их разработке исключаются системы с обрушением руды и вмещающих пород. В этих условиях представляются возможными лишь системы с поддержанием выработанного пространства. И, наоборот, при большой мощности в первую очередь возникает мысль о применении систем с обрушением руды и пород.

Угол падения месторождения также весьма существенный фактор. При горизонтальном и пологом залегании и устойчивых рудах и породах наиболее вероятным является применение камерно-столбовых систем разработки.

Ценность руды определяет круг систем с той или иной величиной потерь руды. Высокоценные руды недопустимо разрабатывать системами с высокими потерями руды, например системами с массовым обрушением руды.

Возможность обрушения поверхности определяет допустимость применения систем либо с обрушением вмещающих пород, либо с поддержанием их.

Форма месторождения ограничивает круг возможных систем разработки. Например, системы с магазинированием можно применять при достаточно правильной форме месторождения, а системы с закладкой или распорной крепью позволяют разрабатывать и месторождения сложной формы.

Склонность руды к самовозгоранию, слеживанию и окислению определяет возможность применения систем, при которых отбитая руда либо длительно хранится в блоке, либо выпускается сразу после отбойки.

Кроме указанных выше основных горно-геологических условий при выборе систем разработки необходимо учитывать безопасность работ и экономическую эффективность.

Первый этап выбора систем разработки сводится к тому, что, руководствуясь опытом и инженерной интуицией, первоначально на основании оценки горно-геологических условий отбирают несколько систем разработки, возможных для данных условий. При выборе систем разработки проявляется инженерное творчество.

Второй этап сводится к расчету или сбору данных для последующего экономического сравнения принятых систем разработки. Третий этап — экономическое сопоставление систем и выбор экономически наиболее выгодной. При экономической оценке систем необходимо производить сравнение их не просто по себестоимости добычи, а по себестоимости конечного продукта с учетом влияния на экономический эффект потерь и засорения руды. Последнее обстоятельство можно оценить двумя путями: первый — подсчет ущерба от потерь и засорения, который считают равным той прибыли, которую можно было бы получить, если бы этих потерь не было; второй — вычисление объема горной массы и содержание в ней полезного компонента при разработке всех запасов руды каждой из систем. Затем вычисляется прибыль, которая будет получена в каждом из рассматриваемых случаев. Очевидно, предпочтение следует отдать той системе, при которой прибыль будет выше. Оценку ведут по прибыли, которая получится при продаже конечного продукта, которым обычно является металл, т. е. с учетом затрат не только на добычу руды, но и на обогащение и металлургический передел. Можно вести расчет по себестоимости добычи руды, если имеется цена на руду, в зависимости от ее качества. Такие цены есть на железную руду. Для руд цветных металлов расчет приходится вести по себестоимости и цене металла.

Оценивать системы разработки по прибыли, которая получается в результате разработки месторождения, значительно логичнее, чем по ущербу от потерь, который является величиной гипотетической.

Приведем расчетные формулы, которыми пользуются при экономической оценке систем по прибыли от продажи конечного продукта.

Количество рудной массы, т:

$$D = \frac{K_{изв} \cdot B \cdot (a_{руд} - a_{пор})}{a_{р.м} - a_{пор}},$$

где $a_{руд}$, $a_{пор}$, $a_{р.м}$ — содержание металла в руде, пустой породе и рудной массе, %; $K_{изв}$ — коэффициент извлечения руды; B — запасы руды в месторождении, т.

Содержание металла в рудной массе

$$a_{р.м} = a_{руд} - K_{зас} (a_{руд} - a_{пор}),$$

где $K_{зас}$ — коэффициент засорения.

Прибыль от продажи руды

$$P = D (C - C_0),$$

где C — цена 1 т руды при содержании металла, равном $a_{р.м}$, руб.; C_0 — себестоимость добычи 1 т руды, руб.

Пример расчета. Дано: запасы руды — 50 млн. т; содержание железа в руде — 60 %, во вмещающих породах — 35 %. Требуется экономически сопоставить систему с закладкой, при которой потери руды — 5 %, засорение — 2 %, себестоимость добычи 1 т руды — 8,4 руб., и систему подэтажного обрушения, при которой потери руды — 25 %, засорение — 15 %, а себестоимость добычи 1 т равна 5,7 руб.

Исходные данные для расчета примерно соответствуют фактическим данным по Запорожскому железорудному комбинату и руднику им. К. Либкнехта (Кривбасс).

Система с закладкой

$$a_{р.м} = 60 - 0,02 \cdot (60 - 35) = 59,5 \%;$$

$$D = \frac{0,95 \cdot 50 \cdot 10^6 \cdot (60 - 35)}{59,5 - 35} = 48,5 \cdot 10^6 \text{ т.}$$

По прейскуранту цена 1 т руды при таком содержании железа равна 9,7 руб. Прибыль $P = 48,5 \cdot 10^6 \cdot (9,7 - 8,4) = 63 \cdot 10^6$ руб.

Подэтажное обрушение

$$a_{р.м} = 60 - 0,15 (60 - 35) = 56,25 \%;$$

$$D = \frac{0,75 \cdot 50 \cdot 10^6 \cdot (60 - 35)}{56,25 - 35} = 44 \cdot 10^6 \text{ т.}$$

По прейскуранту цена 1 т руды, при содержании железа 56,3 %, равна 6,7 руб.

Прибыль $P = 44 \cdot 10^6 \cdot (6,7 - 5,7) = 44 \cdot 10^6$ руб.

При системе с закладкой прибыль на 19 млн. руб. (на 15 %) больше, следовательно, следует принять эту систему разработки. Можно сделать вывод, что систему с закладкой следует принимать при содержании железа 60 % и выше, поскольку с повышением содержания железа в руде прибыль от применения закладки будет возрастать.

6. ПРОМЫШЛЕННАЯ ПЛОЩАДКА РУДНИКА

6.1. ОСНОВНЫЕ ЗДАНИЯ И СООРУЖЕНИЯ

В пределах промышленной площадки рудника располагают следующие основные здания и сооружения: надшахтные здания основного и вспомогательного стволов шахт, здания подъемных машин, административно-бытовой комбинат, бункера для руды, аварийный склад руды, электростанцию, склады для материалов и оборудования, электромеханическую мастерскую. На некоторых рудниках тут же располагают дробильно-сортировочную или обогатительную фабрики. В этом случае появляются конвейерные галереи для транспорта руды на эти фабрики. Отвалы пустых пород устраивают в пределах промышленной площадки или на некотором удалении от нее.

Генеральный план — это план земной поверхности, на котором указано размещение зданий, сооружений, транспортных коммуникаций, сетей водопровода, канализации, теплоснабжения и энергоснабжения.

Различают блокированную и рассредоточенную системы застройки. При блокированной застройке все сооружения размещают в одном или двух зданиях. При этом сокращаются размеры промышленной площадки; упрощаются и сокращаются сети энергоснабжения, водопровода, отопления, канализации, транспорта; уменьшается общий периметр зданий. К сожалению, во всех старых горно-рудных районах исторически сложилась рассредоточенная система застройки. Только в новых районах появилась блокированная застройка. Наиболее характерный пример — шахта «Эстония» объединения Эстонсланец, где все поверхностные сооружения сконцентрированы в одном здании.

Рациональная организация всех работ на поверхности рудника является весьма важной задачей, так как на поверхности занято довольно большое количество рабочих. Так, например, в объединении Кривбассруда 41,5 % рабочих на поверхности.

6.2. КОПРЫ И НАДШАХТНЫЕ ЗДАНИЯ

К о п е р — это сооружение над стволом шахты, предназначенное для установки направляющих шкивов для канатов подъемных машин, расположенных на уровне земли, либо подъемных машин, находящихся в верхней части копра. На копре сооружают также разгрузочные кривые для скипов, в которых поднимают руду. На крупных шахтах высота копров достигает 100 м.

Обычно копры делают из стали или железобетона. На небольших шахтах иногда применяют деревянные копры. Различают копры станкового, шатрового и башенного типа.

Н а д ш а х т н ы е з д а н и я служат для размещения оборудования, необходимого для выдачи из шахты руды и породы, спуска и подъема людей, оборудования и материалов. Компоновка надшахтных зданий выполняется по высотной или плоскостной схемам. При высотной схеме руда самотеком из скипов поступает в бункера, потом в вагоны или на склад. При этом требуется большая высота копров и

надшахтных зданий. При плоскостной схеме руда передается на обогатительную или дробильно-сортировочную фабрики по наклонным конвейерам, расположенным в специальных галереях.

6.3. СКЛАДЫ РУДЫ, МАТЕРИАЛОВ И ОТВАЛЫ ПУСТЫХ ПОРОД

Склады руды необходим для создания буферной емкости между добытой и отправленной потребителю рудой. Аварийный склад руды нужен в случае задержки отгрузки руды. На усреднительном складе смешивают различные сорта руды, чтобы отгружать потребителям руду постоянного состава.

Доля пустых пород в выдаваемой на поверхность рудной массе составляет от 10 до 30 %. Отвалы пустых пород создают с помощью автотранспорта, конвейеров или в виде терриконов. Иногда применяют железно-дорожный транспорт той же колеи, что и под землей.

Запас материалов принимают в размере суточного расхода. При производственной мощности рудника от 100 до 2000 тыс. т руды в год общая площадь складских помещений от 80 до 500 м².

6.4. АДМИНИСТРАТИВНО-БЫТОВОЙ КОМБИНАТ И ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИЕ МАСТЕРСКИЕ

Административно-бытовой комбинат имеет следующие помещения: конторские для инженерно-технических работников и служащих, гардеробные для домашней и рабочей одежды, душевые, прачечные, ламповые, телефонной станции, здравпунк, диспетчерскую.

По нормам площадь санитарно-бытовых помещений на одного работника списочного состава составляет 2,4 м².

В мастерских производят текущий ремонт оборудования. Ремонт самоходного оборудования осуществляют в подземных мастерских.

При производственной мощности рудника от 300 до 2500 тыс. т в год площадь мастерских составляет от 400 до 1200 м².

7. СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ

7.1. ОБЩАЯ ОЦЕНКА ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ И МИКРОБИОЛОГИЧЕСКИХ СПОСОБОВ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Под физико-химическими методами разработки полезных ископаемых подразумеваются методы, позволяющие путем физических или химических воздействий на полезное ископаемое, находящееся в недрах земли, перевести его в жидкое или газообразное состояние и в таком виде вывести на поверхность.

К этим методам относятся выщелачивание металлических руд и солей, подземное расплавление серы, подземная перегонка сланцев, подземная газификация углей и др.

Подземное выщелачивание заключается в растворении водой или другим растворителем полезного ископаемого и в

последующей выдаче его на поверхность в виде раствора. В настоящее время таким способом добывают соль, медь, уран.

Микробиологические способы добычи полезных ископаемых являются развитием, усовершенствованием процесса выщелачивания. Оказалось, что процесс выщелачивания идет значительно интенсивнее в присутствии некоторых бактерий, выступающих в роли катализатора. Использование бактерий в процессе добычи полезных ископаемых привело к возникновению новой науки — рудничной микробиологии.

Физико-химические методы добычи полезных ископаемых совершенно преобразуют горную промышленность, вносят высокую культуру в производство, избавляют человека от тяжелых подземных работ, поскольку присутствия людей под землей при этом не требуется, и позволяют вести горные работы не обезображивая поверхность земли. Отпадает необходимость борьбы с газом и пылью. Представляется возможным с достаточной экономической выгодой разрабатывать бедные месторождения. Физико-химические и микробиологические способы добычи полезных ископаемых, конечно, еще далеки от совершенства. Некоторые способы еще только зарождаются, другие слабо исследованы, третьи сопровождаются высокими потерями полезного ископаемого. Однако будущее за этими способами. Возможные пути их развития. Первый — подземное выщелачивание месторождений после дробления их ядерными взрывами. При этом необходимо создание дешевых растворителей для различных полезных ископаемых. Второй — бурение скважин сквозь всю толщу земной коры и выдача через них на поверхность расплавленной магмы, содержащей почти все химические элементы. Далее остается лишь извлечь их из магмы с помощью металлургического процесса.

Подземным выщелачиванием у нас добывают соль на Славянском, серу на Яворовском месторождении (УССР), медь на 1 и редкие металлы на 3 месторождениях. Конечный продукт обходится в 2—3,5 раза дешевле, чем при подземной добыче.

7.2. ДОБЫЧА СОЛИ ЧЕРЕЗ СКВАЖИНЫ НА СЛАВЯНСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ

Разведано 17 пластов соли общей мощностью 212 м. Мощность отдельных пластов колеблется от 1 до 40 м. Угол падения пластов — 5—6°, за исключением 3 крутопадающих. Максимальная глубина до почвы нижнего пласта соли — 560 м.

Добыча соли ведется методом гидроvrуба. Сущность его заключается в том, что скважины бурят до почвы пласта. В них периодически подают небольшое количество нефти и воду. Соль растворяется, образуя полость, в кровле которой скапливается слой нефти. Этот слой не позволяет растворяться кровле камеры. Растворение распространяется в горизонтальном направлении. Образуется вруб диаметром до 150 м. Затем водоподающую трубу поднимают на 4—5 м вверх и растворяют новый слой соли. Таким образом отработку ведут слоями в направлении снизу вверх. Между камерами остаются целики, предохраняющие поверхность от обрушения.

Скважины бурят станком СБ-50 с помощью турбобура по сетке 200×200 м. Чтобы не допустить искривления скважины, необходимо строго фиксировать их направление в течение бурения. Это достигается следующим путем. Первоначально проходят шурф глубиной 5 м, в котором устанавливают направляющую трубу диаметром 530 мм. Затрубное пространство заполняют камнем и заливают цементным раствором. Затем бурят скважину диаметром 490 мм на глубину 50 м. В эту скважину помещают кондуктор, и затрубное пространство цементируют. Далее бурят скважину до кровли пласта и крепят ее обсадной трубой с последующей цементацией затрубного пространства. После этого скважину углубляют до почвы пласта. Обсадная труба имеет диаметр 299 мм, а скважина для нее — 327 мм (рис. 7.1). Отклонение скважин от вертикального направления не должно превышать 5° . Бурение скважин до кровли пласта ведут сплошным забоем без отбора керна, а по пластам соли и при подходе к ним за 30—50 м переходят на керновое бурение.

Керны используют для определения химического состава соли и ее механических свойств. При бурении соли ведут промывку насыщенным соевым раствором, во избежание размыва стенок скважины. Цементацию пространства за обсадной трубой производят цементным раствором, сделанным на насыщенном растворе соли. Цементация нужна для создания герметичности и предохранения наружной стенки обсадных труб от коррозии. Внутренняя стенка этих труб покрывается в процессе работы нефтью и поэтому не корродирует. Цементный камень на соляном растворе хорошо схватывается с соляными породами и поверхностью труб.

Процесс цементации по «методу двух пробок» заключается в следующем. Трубу заполняют рассолом. В нее помещают деревянную пробку с отверстием, закрытым стеклом. В трубу нагнетают цементный раствор, пробка перемещается по трубе вниз, а по затрубному пространству рассол выдавливается на поверхность. В верхнюю часть трубы помещают вторую сплошную пробку и начинают нагнетать рассол. Пробка перемещается вниз, давлением цементного раствора стекло в нижней пробке разбивается, и раствор перемещается в затрубное пространство. Постепенно скважина заполняется рассолом до тех пор, пока вторая пробка не опустится до низа скважины. Затрубное пространство заполняется цементным раствором. По затрубному пространству цементный раствор движется снизу вверх.

После цементации скважину углубляют в подстилающие породы и ее нижнюю часть заполняют цементным раствором, уровень которого должен быть на 2 м выше почвы пласта.

Испытание скважин на герметичность производят путем нагнетания рассола в скважину, закрытую сверху заглушкой, в которую вмонтирован манометр. Рассол нагнетают под давлением 600 кПа. Скважина считается достаточно герметичной, если в течение 30 мин падение давления не превышает 30 кПа. Испытания проводят трижды: основной колонны обсадных труб после ее цементации, этой же колонны после углубления скважины в соль на 0,5—1,0 м и после проходки скважины до почвы пласта. Под оборудованием скважины понимают спуск в нее водоподводящей

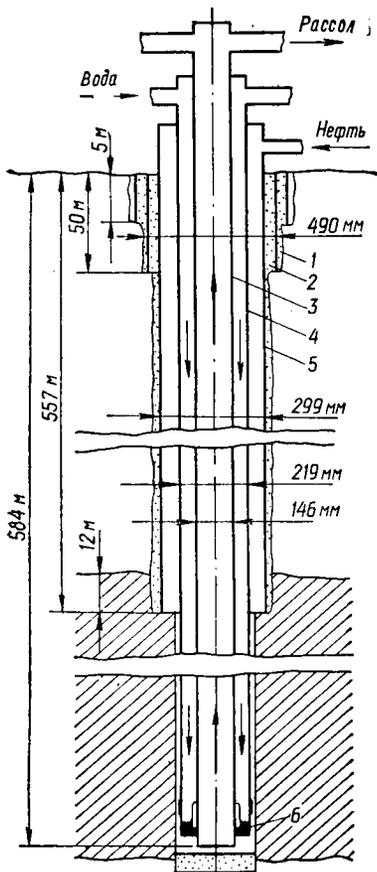


Рис. 7.1. Колонна труб для добычи соли:
 1 — кондуктор, 2 — цемент, 3 — труба для рассола, 4 — труба для воды, 5 — труба для нефти, 6 — отражательная муфта.

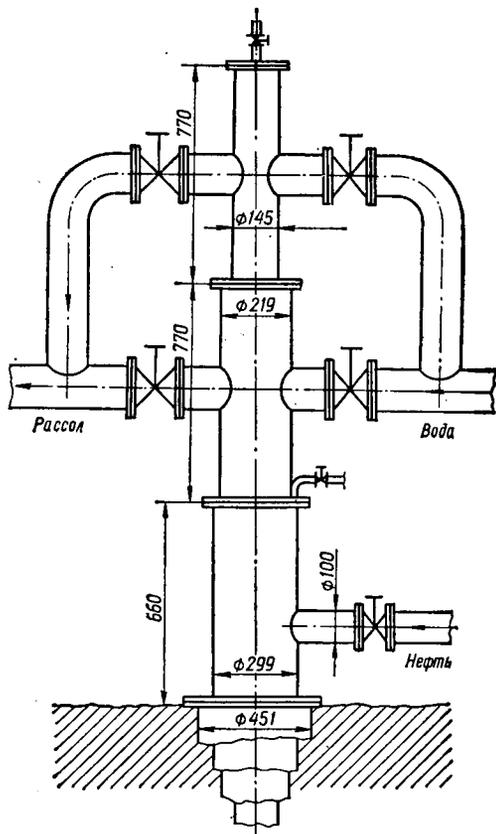


Рис. 7.2. Оголовок скважин для добычи соли.

и рассолоподъемной трубы. Располагают их концентрически одну в другой.

Водоподающая труба опускается до уровня кровли предполагаемого гидровруба, рассолоподъемная — на 1,5 м ниже. Предполагается, что высота гидровруба в этом случае будет равна также 1,5 м.

Обычно диаметр водоподающей трубы — 219 мм, рассолоподъемной — 146 мм. Трубы имеют резьбовые соединения. Свинчивание производят специальным станком с применением графитной смазки. На нижний конец водоподающей трубы навинчивается башмак, направляющий водяную струю перпендикулярно оси трубы и создающий спокойное истечение струи. Это необходимо для сохранения целостности слоя нефти.

Частью устройства для направления струи воды является отражательная муфта, навинченная на рассолоподъемную трубу так, что она располагается ниже башмака.

Оборудование устья (оголовка) скважин сводится к тому, что у устья скважины монтируют аппаратуру, герметизирующую верхние части труб и создающую условия для направления воды, рассола и нефти в соответствующие трубы. Кроме того, в состав оголовка входят краны для отбора проб воды, нефти и рассола (рис. 7.2).

Соединения выполняются на фланцах с прокладками из клингерита. После окончания монтажа проверяют герметичность труб. Для этого соответствующие трубы системы заполняют нефтью, водой и рассолом, если через 24 ч в водоподающей трубе нефть не появилась, то систему считают герметичной.

Возле устья скважин никаких сооружений не строят. За зоной возможного сдвижения пород располагают насосную станцию и от нее к скважинам прокладывают трубы для нефти, воды и рассола.

Для образования в рубя в скважину подают воду — 5—10 м³/ч в течение 1—1,5 мес., затем доводят подачу воды до 30—40 м³/ч. Образование в рубя продолжается около 1 года.

В первые 10—15 сут ввод нефти производят через каждые 3—4 ч, потом 2—3 мес. через сутки и далее через 3—5 сут. Количество нефти определяется расчетом и должно быть таким, чтобы толщина слоя составляла 2—3 см.

Скорость растворения вертикальной поверхности соли можно определить приближенно по формуле

$$W = 5,87 \left(1 + \frac{t}{22,4} \right),$$

где t — температура пород на глубине образования в рубя.

Скорость роста диаметра в рубя на глубинах 300—800 м достигает 0,22 м/сут.

Выщелачивание соли после образования в рубя ведут слоями-ступенями высотой 4—5 м. Для отработки такого слоя из скважины выпускают нефть, извлекают рассолоподъемную и водоподающую трубы, башмак для выпуска воды устанавливают выше первоначального положения на 4—5 м, и эти трубы вновь опускают в скважину. Если днище камеры покрылось нерастворимыми включениями, то рассолоподъемную трубу также требуется укоротить на соответствующую величину. Нижний конец ее должен быть расположен у почвы камеры (рис. 7.3).

Затем начинают подачу воды и устанавливают производительность скважины порядка 33 м³ рассола в час.

Растворение соли происходит преимущественно у вертикальных стенок обрабатываемого слоя и таким образом постепенно увеличивается диаметр камеры. У горизонтальных поверхностей сохраняется небольшой слой нефти, который препятствует их растворению. Нефть располагается во впадинах горизонтальных поверхностей и перемещается в места, где произошло растворение соли. Растворение кровли камеры предотвращается слоем нефти, периодически подаваемым в скважину по мере увеличения диаметра камеры. Наличие слоя нефти у кровли камеры контролируется с помощью специального датчика.

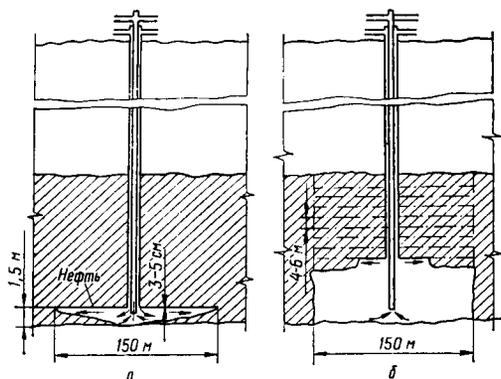


Рис. 7.3. Процесс добычи соли через скважины:
 а — образование вруба, б — процесс нормальной эксплуатации скважины.

Управление рассолопромыслом осуществляется с контрольно-распределительного пункта, где есть приборы для измерения температуры воды и рассола, давления в трубах рассола, воды и нефти, концентрации рассола.

Сводка основных технико-экономических показателей по Словянскому рассолопромыслу.

Запасы соли в пределах горного отвода — 390 млн. т.

Содержание NaCl в соли — 69—97 %.

Проектные потери соли — 80 %.

Производительность промысла — 2,6 млн. м³/г.

Содержание NaCl в рассоле — 310 г/л.

Производительность скважины — 33 м³/ч.

Общее количество эксплуатационных скважин — 9 шт.

7.3. ДОБЫЧА СЕРЫ ЧЕРЕЗ СКВАЖИНЫ

Впервые добычу серы методом подземной выплавки (ПВС) начали применять в 1904 г. Теперь этот метод получил широкое распространение; так в 1964 г. ПВС добыто 83 % серы от общей мировой добычи. При ПВС капитальные вложения на строительство рудника в 5—6 раз меньше, чем при подземной добыче.

У нас добычу серы методом ПВС ведут на Украине. Балансовые запасы серы в месторождении значительны, потери предполагаются в размере 50 %. Глубина залегания 170—300 м. Минимальная промышленная мощность залежи — 9 м, максимальная — 27 м. В плане размер месторождения 2 × 2,5 км. По своему характеру месторождение представляет толщу известняка с вкраплениями, прожилками и гнездами серы. Падение залежи 2—4°.

Толща покрывающих пород обводнена, причем вода содержит сероводород, что затрудняет подземную разработку обычным способом.

При подземной выплавке серы используется ее свойство плавиться при сравнительно низкой температуре (113—119°). Для плавки серы можно применять различные теплоносители (инертные газы, пар, вода) или электрическую энергию. В основном используют воду с температурой 160—165°, так как она обладает высокой теплоемкостью. Плавка серы электрической энергией находится в стадии исследований и опытных работ.

Горячую воду в пласт серы подают по скважинам, оборудованным трубопроводами, имеющими перфорацию в нижней части. Горячая вода распространяется по трещинам, порам и карстовым полостям.

Постепенно она остывает, а сера нагревается и плавится. Вокруг серодобычной скважины образуется зона расплавленной серы.

Первые 10—15 дней пласт прогревается и серу не откачивают. Затем начинают откачку серы эрлифтом. Для этого в скважину опускают еще одну трубу концентрически первой и через нее подают сжатый воздух. Выданная на поверхность сера поступает в цех фильтрации и затем на склад готовой продукции. Все трубопроводы и бассейны обогреваются (рис. 7.4).

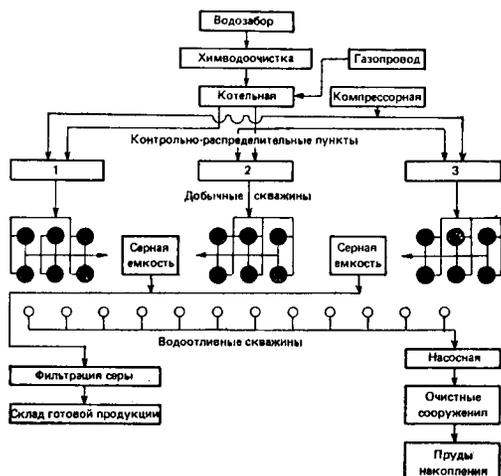


Рис. 7.4. Схема сооружений на руднике подземной выплавки серы.

Постоянная подача воды в пласт приводит к повышению давления. Давление воды в пласте регулируют водоотливными скважинами, через которые воду постоянно откачивают в количестве 80—100 % от общего объема воды, подаваемой в серодобычные скважины.

Итак, комплекс работ по ПВС включает следующие процессы:

1. Подогрев в котельной предварительно очищенной воды до температуры 160—165 °С при давлении 800—1400 кПа.
 2. Подачу воды по трубам к контрольно-распределительным пунктам куста скважин.
 3. Нагнетание горячей воды в пласт по трубам, установленным в скважинах.
 4. Откачку эрлифтом расплавленной серы и передачу ее в кустовые емкости.
 5. Перекачку расплавленной серы на фильтрацию и в склад готовой продукции.
 6. Водоотлив для снятия избыточного давления воды в пласте.
- Вода из водоотливных скважин содержит сероводород и направляется в очистные сооружения, а затем в отстойники, из которых ее выпускают в реки в период весеннего паводка.

Ведутся работы по созданию замкнутого водоснабжения, при котором температура откачиваемой из скважин воды в специальных пароводяных нагревателях повышается до 165° и используется вновь. Это исключает загрязнение водоемов и позволяет более полно использовать тепло, так как воду из скважин откачивают при температуре около 100 °С.

Обычно производственная мощность серодобычного участка равна 250 тыс. т серы в год. Расход теплоносителя — 19 м³ на 1 т серы. При таких данных суммарный расход теплоносителя по участку составит 550 м³/ч. Средняя приемлемость скважины равна 10—12 м³/ч. Следовательно, на участке нужно иметь 550 : 12 = 46 скважин. Учитывая, что кроме серодобычных скважин нужны еще и водоотливные,

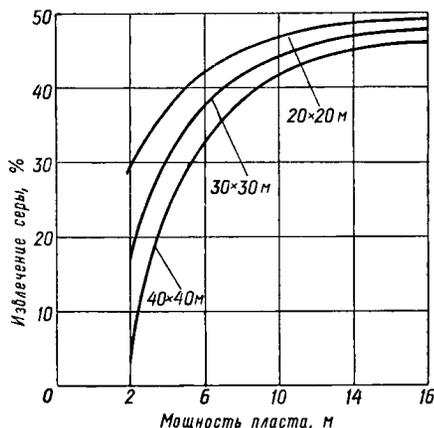


Рис. 7.5. Зависимость извлечения серы от сетки скважин (20 × 20, 30 × 30, 40 × 40 м) и мощности пласта.

резервные и промежуточные для наблюдения за процессом, общее количество скважин увеличивается и достигает на добычном участке 200—270 шт. По породам бурение ведут шарошечными долотьями, а по пласту — кольцевыми коронками для получения керна.

Скважины располагают по сетке 25 × 25 м. Обычно расстояние между скважинами принимают равным 1,5—2,0 мощности пласта (рис. 7.5).

Рассмотрим конструкцию скважин. Водоподающая колонна внизу имеет заглушку. На высоте 0,5—0,8 м от нижнего конца ее перфорируют (делают отверстия). Такая же перфорация делается на участке длиной 2 м на 1,5 выше первой. Водоподающая колонна опирается на дно скважины (рис. 7.6). Серная колонна помещается концентрически в водоподающую и открытым концом опирается на башмак-паккер, расположенный между верхней и нижней перфорациями водяной трубы. Диаметр серной колонны 114 м. Паккер отделяет водяную колонну от серной. В серную колонну помещают трубу эрлифта диаметром 32 мм. Кроме того, опускают еще трубу диаметром 25 мм, в которой размещены приборы для измерения температуры и давления в забойном пространстве. После монтажа колонны трубы испытывают на герметичность (рис. 7.7).

В первый период работы (до накопления некоторого запаса расплавленной серы) горячую воду подают через водоподающую и серную колонны труб. После приближения расплавленной серы к паккеру скважину переводят на эксплуатационный режим (прекращается подача воды по серной трубе и начинается выдача расплавленной серы). Одновременно производят откачку пластовых вод, примерно 70—90 % от общего объема воды, подаваемой в скважину. Откачку пластовых вод производят эрлифтом. Откачиваемая из скважин вода имеет очень высокую минерализацию, и, в частности, содержит сероводород. Перед сбросом такой воды в реку ее подвергают очистке: подкисляют серной кислотой, очищают от сероводорода азацией и хлорируют.

Расплавленную серу направляют на склад, где она затвердевает и затем экскаваторами грузят в вагоны. Для получения чистой серы часть ее подвергают грануляции. Процесс этот заключается в том, что расплавленная сера через решетку с отверстиями диаметром 2—3 мм стекает в воду, которой заполнена грануляционная колонна, и затвердевает в виде гранул.

Производительность одной скважины равна 1,2 т/ч, или 28,8 т/сут. Коэффициент резерва принимают 1,2. Продолжительность работы одной скважины около 3 мес. Через одну скважину извлекают около 3000 т серы.

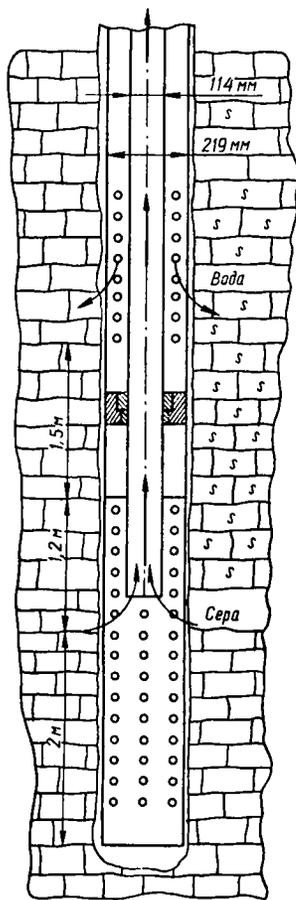


Рис. 7.6. Забойная часть скважин для добычи серы.

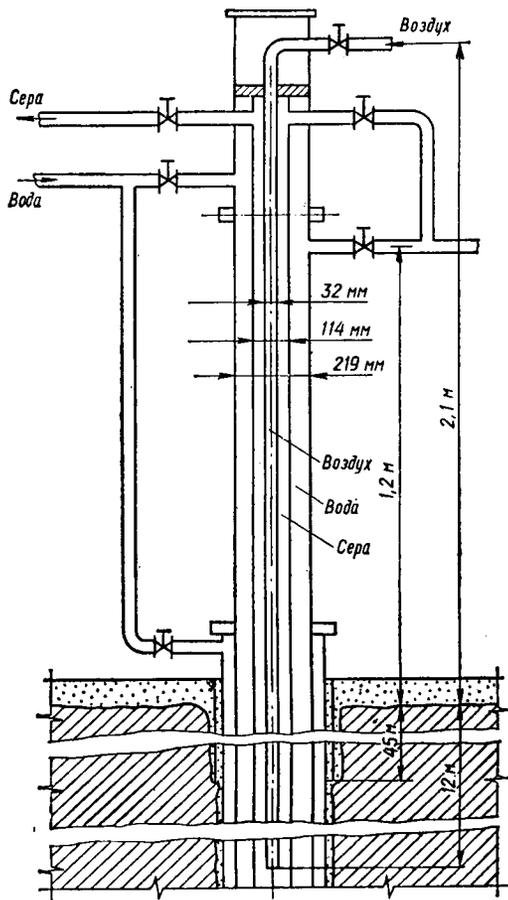


Рис. 7.7. Оголовок скважины для добычи серы.

7.4. ДОБЫЧА МЕДИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ

Медь, содержащаяся в кислых рудничных водах, легко осаждается из раствора железом. На этом принципе основана добыча меди методом выщелачивания. Через раздробленную медную руду пропускают воду. Медные минералы растворяются и образуют раствор CuSO_4 , содержащий от 0,5 до 5 г меди на 1 л. Из раствора медь осаждают цементацией, т. е. вытеснением из раствора более благородного металла менее благородным. Осаждение меди производят по реакции



На некоторых медных рудниках Урала для извлечения меди на участках, отработанных ранее подземным способом с известными потерями руды, применяли выщелачивание меди. На рудниках Рей и Огайо (США) также применяли выщелачивание меди из ранее обрушенных и неотработанных медных руд. На этих рудниках разработка руд

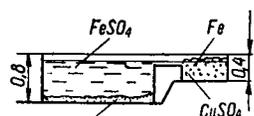
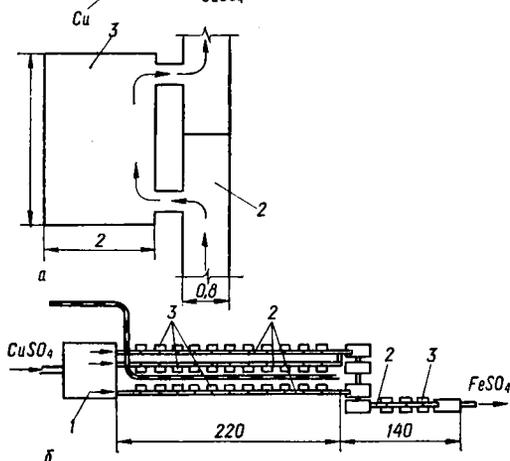


Рис. 7.8. Установка для получения меди из шахтных вод: а — конструкция желобов, б — общая схема установки.



проходит через все отстойники. В желоба загружают железные стружки, которые подвозят в небольших вагонетках по рельсовому пути, уложенному между желобов. Общая длина желобов 360 м. В конце их устроены отстойники большого размера для дополнительного извлечения меди. Периодически железные опилки шевелят отрезками труб, чтобы медь осела на дно желоба и затем была снесена струей воды в отстойник. Один раз в десять дней медь, осевшую на дно желобов, смывают струей воды в отстойники, из которых ее выгружают лопатами в ящики и отвозят на склад.

Рудничная вода содержит от 0,4 до 1 г меди на 1 л. В сутки получали около 1,5 т меди. Извлечение меди из раствора составляет от 95,7 до 98,7 %. Черновая медь, полученная в результате цементации, содержит от 50 до 90 % чистой меди. Расход железа составляет 1,8 т на 1 т добытой меди. Установку обслуживали 6 рабочих и мастер.

7.5. ПОВТОРНАЯ И СОВМЕСТНАЯ ОТКРЫТАЯ И ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Если месторождение разрабатывается в течение длительного времени, нередко оказывается, что на верхних, ранее отработанных горизонтах, остались запасы руды, соответствующие современным условиям. Это происходит потому, что уровень минимального промышленного содержания металла в руде со временем снижается вследствие уменьшения запасов богатых руд и в силу совершенствования процесса обогащения руды.

Например, в течение многих лет в Кривбассе подземным способом разрабатывали железную руду с 55—60 % -м содержанием железа, а теперь переходят на подземную разработку железистых кварцитов,

содержащих 30—35 % железа. Оказывается, что руды, оставленные на ранее отработанных горизонтах как не промышленные, в настоящее время являются промышленными и разработка их экономически целесообразна.

Весьма актуальной становится повторная разработка железных руд в Кривбассе. Подземная добыча здесь ведется около 100 лет. Потери руды при системах с обрушением вмещающих пород достигали 35—40 %. Сейчас работы ведутся на глубине 800—1000 м. Вполне очевидно, что вся зона от современного уровня подземных работ до поверхности представлена железистыми породами с промышленным содержанием металла и может быть объектом для повторной разработки. Разведка этой зоны не проводилась и достоверных данных о количестве и качестве потерянных ранее руд нет, но предполагается, что потерянная руда расположена преимущественно у лежачего бока залежей.

На некоторых рудниках Кривбасса уже ведется повторная разработка, правда, в сравнительно небольшом объеме.

Покажем это на примере рудника им. Дзержинского. Подземная разработка начата в 1881 г. В настоящее время добыча ведется на глубине 700 м. С 1913 по 1979 г. потеряно около 66 млн. т руды, по одним данным и по другим в 2—3 раза больше.

Повторную разработку ведут с 1957 г. путем расположения выработок для выпуска руды в лежачем боку залежи на верхних ранее отработанных горизонтах. Таким путем с 1957 по 1980 г. добыто 7 млн. т руды с содержанием железа 46—50%. Объем работ для этого предприятия небольшой, так как производственная мощность рудника в тот период достигала 12 млн. т/г.

После углубления работ ниже уровня 220 м в 1954 г. была начата повторная отработка богатых руд карьером. Проектная глубина карьера — 120 м. С 1961 по 1980 г. открытым способом добыто 8 млн. т руды с содержанием железа 51—53 %, выведено в отвалы пород вскрыши 17,5 млн. м³. Коэффициент вскрыши — 2,19 м³/т. Себестоимость 1 т руды 5,5—6,4 руб., т. е. того же порядка, что и при подземном способе разработки.

Запасы богатых руд исчерпаны почти полностью и дальнейшее существование предприятия связывается с разработкой магнетитовых кварцитов и повторной разработкой потерянных богатых руд.

7.6. ПРИМЕНЕНИЕ ЯДЕРНЫХ ВЗРЫВОВ В ГОРНОМ ДЕЛЕ

Ядерные взрывы в горном деле могут быть применены в следующих целях:

1. Дробление руд для их последующего выщелачивания или извлечения обычными методами.

2. Создание зон искусственной трещиноватости для выщелачивания полезных ископаемых, интенсификации процесса добычи нефти, повышение газоотдачи, использования глубинного тепла земли.

3. Создание подземных полостей для хранения нефтепродуктов, сжиженного и природного газа, захоронения вредных отходов производства.

Величина ядерного заряда оценивается массой заряда тротила соответствующего ему по энергии. Тротильный эквивалент ядерного заряда принято выражать в килотоннах (кт).

Различают заглубленный ядерный взрыв наружного и подземного действия. При помощи ядерных взрывов наружного действия можно направленно перемещать огромные массы горных пород. Ядерные взрывы подземного действия позволяют дробить крепкие рудные тела и др.

Подземные ядерные взрывы впервые были произведены в 1951 г. в США. Первый взрыв был произведен на глубине 5 м, потом 20 м. Экспериментальные взрывы продолжались. В 1961—1964 гг. осуществлено около 60 таких взрывов. Это позволило довольно подробно изучить действие атомного взрыва в толще горных пород, в условиях, когда действие взрыва не распространяется до поверхности земли.

Рассмотрим механизм развития ядерного взрыва в толще горных пород. В первой фазе происходит выделение энергии ядерного взрыва. Продолжительность этой фазы очень мала.

Во второй фазе полость, наполненная раскаленным газом высокого давления, начинает расширяться до тех пор, пока давление газов в ней не упадет до величины горного давления в этом участке. Газ имеет температуру около 1 млн. градусов и давление порядка 10^{11} Па. Часть пород превращается в пар, часть плавится. Возникает мощная ударная волна.

Количество расплавленной породы составляет от 400 до 1000 т на 1 кт тротилового эквивалента и зависит от свойств породы. Расплавленная порода стекает на дно полости, охлаждается и превращается в твердую шлакообразную массу, в которой содержится около 90 % всех радиоактивных продуктов взрыва. За пределами зоны расплавленных пород происходит дробление и растрескивание пород. Дробление распространяется вверх и постепенно образуется зона цилиндрической формы, заполненная обрушенными породами.

Ядерные взрывы в толще горных пород показали, что рассчитывать зоны различного вида разрушений крепких пород типа гранитов можно по следующим эмпирическим формулам:

$$R_n = \text{от } 10 \text{ до } 15W^{1/3},$$

$$R_d = \text{от } 30 \text{ до } 35W^{1/3},$$

$$R_r = \text{от } 50 \text{ до } 70W^{1/3},$$

где R_n — радиус первоначальной полости, м; R_d — радиус зоны дробления, м; R_r — радиус зоны трещинообразования, м; W — тротильный эквивалент атомного заряда, кт.

Сведения о некоторых ядерных взрывах:

Наименование взрыва	Горная порода	Тротильный эквивалент кт	Глубина заложения заряда, м	Радиусы зон, м		
				Первичной полости	Дробления	Трещин
Рейниер	туф каменная соль	1,8	274	20	40	86
Гном		3,4	360	19	22	65
Сэлтон	»	5,3	328	17	24	80

По зарубежным данным, затраты на дробление породы ядерным взрывом зависят от мощности заряда. При мощности заряда 10 кт они равны 30 центам, а при мощности заряда 100 кт — 5 центам за 1 м³ породы.

Учтены затраты только на сам заряд и его детонацию. Общие затраты будут в несколько раз выше.

Дробление 1 м³ обычными ВВ стоит 80 центов.

Таким образом, мощные ядерные взрывы для дробления пород экономически значительно выгоднее, чем небольшие.

7.7. ДОБЫЧА РУД СО ДНА ОКЕАНОВ И МОРЕЙ

Мировой океан по своей площади примерно втрое больше суши. Заполнен он водой с соленостью в среднем около 3,5 % и температурой примерно 3,7 °С. Постоянство температуры и солености является характерными чертами океана. Эти показатели меняются лишь в тонком поверхностном слое воды и иногда в зонах разлома. Океан — это не просто впадины, заполненные водой, а определенное строение земной коры. Дело в том, что в пределах океанов земная кора имеет толщину 5—7 км, а в пределах континентов — от 35—40 до 70—80 км.

В настоящее время океаны как бы переполнены водой, и стык между земной корой континентального и океанического типа проходит не по границам современной акватории океана, а по глубине от 2 до 3 км.

Мировой океан является средой обитания растительных и животных организмов. Многие процессы минералообразования протекают при участии биомассы. Накапливание известняка происходит в результате улавливания из воды углекислого кальция водорослями и животными, из которого состоит их скелет или убежище. Ежегодно в океане отлагаются миллионы тонн известняков. Существует органическая гипотеза образования нефти, согласно которой биомасса океана после захоронения ее в осадках на дне океана дает начало образованию нефти.

В некоторых местах на дне океана обнаружены большие количества конкреций, имеющих в поперечнике от 2—3 до 5—6 см. Они содержат железа — 10—15 %, марганца — 20—25 %, никеля около 2 %, меди до 1,9 %, кобальта до 1,5 %. Содержание цветных металлов в этих образованиях существенно превышает содержание их в месторождениях, разрабатываемых на поверхности, и поэтому они представляют промышленный интерес. Запасы конкреции очень велики. Только в Тихом океане ими покрыта площадь в 16 млн. км². Конкреции представляют собой совершенно новый тип полиметаллической руды, в которой металлы не образуют самостоятельных минералов, а содержатся в гидроксиде железа и марганца в виде примесей. Для переработки таких руд потребуются новые методы и средства.

В Красном море обнаружены депрессии и разломы, на дне которых на глубине более 2 км вода оказалась нагретой до 56 °С, а соленость достигла 26 %. В рассолах Красного моря оказалось повышенное содержание ряда металлов, а на дне заполненных рассолом впадин отложились осадки, обогащенные металлами, имеющимися в рассолах.

Предполагают, что Красное море является разломом, по которому Африка постепенно отодвигается от Аравийского полуострова.

Рудники в океане. По горно-техническим условиям можно выделить три типа горных работ в зависимости от глубины океана: первый при глубине 5—10 м, второй при глубине до 100—200 м и третий до предельных глубин.

На глубине до 5—10 м ведут разработку россыпных месторождений в зоне приобья. Накоплен значительный опыт разработки песка и гравия в этих условиях, главным образом в ФРГ и США. Применяют мощные скреперные установки с ковшами емкостью в десятки кубических метров. Ковши специальной конструкции с крыльями, уменьшающими трение ковшей о дно и позволяющие им как бы плыть в толще воды.

Велась разработка алмазоносных россыпей на юго-западном побережье Африки, но она оказалась убыточной и была прекращена.

Для работ в прибрежной зоне конструируют амфибии на базе обычных землеройных машин, но применяют их пока в основном при строительных работах (укладка трубопроводов и кабелей, выравнивание дна, устройство выемок под фундаменты).

Рассмотрим разработку полезных ископаемых на глубинах до 100—200 м в пределах континентального шельфа. В этих условиях применяют в основном морские многочерпаковые драги. Разработку ведут в основном при глубине моря не более 50—60 м и волнении до 2—3 баллов. Перемещение драг производят с помощью канатно-якорных устройств.

Впервые морские драги начали применять в 1917 г. в Индонезии при разработке россыпных месторождений олова у восточного побережья Сингапура. У первых драг глубина черпания была 12 м. С 1966 г. в Индонезии ведут работы в районе острова Банка на расстоянии до 13 км от берега. Глубина черпания достигла 45 м, а емкость черпаков — 0,5 м³. Мощность двигателей драги составляет 1324—2721 кВт. Средняя годовая производительность одной драги около 3 млн. м³ горной массы. Среднее содержание касситерита — 1 кг/м³ горной массы. Каждая драга дает около 3000 т олова в год.

На побережье Аляски около города Платинум с помощью драг ведут разработку уникальной россыпи металлов платиновой группы.

Помимо драг для разработки руд на дне моря применяют драглайны и грейферы, которые могут работать при глубине более значительной, чем драги. В Японии в заливе Ариакэ с помощью грейферов разрабатывают титаново-магнетитовые пески. Емкость ковша грейфера — 8 м³. Разработку ведут на расстоянии 1,6 км от берега моря на глубине 25 м.

У берегов Таиланда оловоносную россыпь разрабатывают с помощью грейферов на глубине до 75 м. В последние годы появились сообщения о грейферах с ковшами емкостью 20—30 т.

Существенный интерес при подводной разработке представляют землесосные установки. Они позволяют развить высокую производственную мощность благодаря непрерывности транспорта. В Венесуэле землесосы используют при разработке подводных россыпей золота и алмазов при глубине моря до 80 м. Но наиболее успешно они работают при глубине втрое меньшей.

В прибрежных водах Таиланда олово добывают с помощью землеса, энергетическая установка которого состоит из пяти генераторов по 827 кВт. Всасывающая труба имеет диаметр 0,65 м.

У берегов Флориды при разработке песка испытан земснаряд на гусеничном ходу для перемещения по дну океана на глубинах до 30 м и расстоянии от берега до 1 км. Мощность энергетической установки — 551 кВт. Его производительность составила 150 м³/ч.

Итак, на глубине, измеряемой десятками метров, ведут добычу полезных ископаемых в разных районах земного шара. Применяют оборудование уже известное и освоенное при разработке месторождений на суше. Иначе обстоит дело с разработкой месторождений на глубине более 100 м. Обычное оборудование в этих условиях непригодно. Специальные машины еще не созданы, но есть целый ряд предложений, проектных проработок, патентов и экспериментальных конструкций.

В 1966 г. японским инженером Масуда была предложена своеобразная конструкция драги в виде каната с укрепленными на нем ковшами. В 1971 г. она была испытана в Тихом океане. Канат спускался с кормы корабля и поднимался на носу. Общая длина такой петли составляла 10 км. Диаметр пропиленового каната — 40 мм. К нему прикреплено несколько сотен ковшей грузоподъемностью по 45 кг. Работы велись на глубине 3 км. За сутки было поднято около 100 т конкреций. Опыт оказался положительным. Недостатков — два: первое — малое расстояние между канатами, равное длине судна, в силу чего канаты могли перепутаться; второе — судно должно двигаться боком, что требует специальных двигателей.

В дальнейшем предлагалось канат с ковшами спускать с двух судов, движущихся параллельными курсами. Но конструкция признана ненадежной.

Предлагается гидротранспорт для подъема полезного ископаемого со дна моря, в частности по принципу эрлифта. Такая установка была испытана в 1970 г. у побережья Флориды на глубине 750—900 м для подъема железомарганцевых конкреций. Производительность установки достигала 60 т/ч. Опыт был оценен положительно.

Из морской воды добывают поваренной соли 29 %, магния 65 %, бора 68 % (в % от мировой добычи).

7.8. РАЗРАБОТКА МЕРЗЛЫХ РОССЫПЕЙ

Россыпные месторождения являются продуктом разрушения коренных месторождений. Различаются элювиальные россыпи, расположенные на месте, где образовалось коренное месторождение, и аллювиальные, перемещенные относительно коренного месторождения. Наиболее распространенные аллювиальные россыпи располагаются в долинах и руслах рек на глубине, не превышающей несколько десятков метров.

В Советском Союзе разрабатывается большое количество вечномерзлых россыпей золота в Якутии, на Чукотке и в Магаданской области. Разработка этих месторождений имеет некоторые специфические особенности. Своеобразна даже терминология. Пласт полезного ископаемого называют песками, покрывающие породы — торфами,

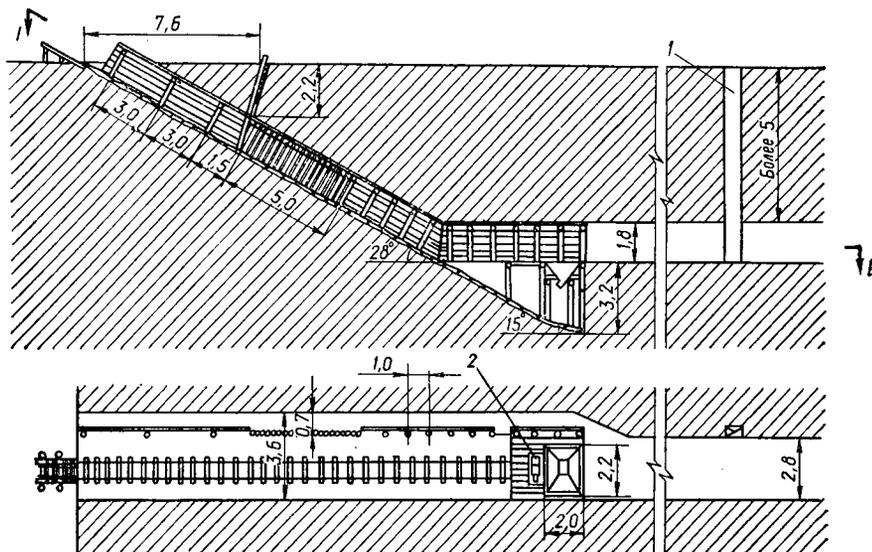


Рис. 7.9. Схема вскрытия мерзлой россыпи наклонным стволом:
1 — вентиляционный шурф; 2 — скреперная лебедка.

почву пласта — плотиком. Различают более богатую часть россыпи — струю, расположенную в центре, и более бедные периферические части, которые называют бортами.

Пески состоят из песчано-галечных или глинистых отложений.

Разработка мерзлых россыпей ведется сезонно: зимой подземным способом добывают пески, а летом, с середины мая до сентября, выданные на поверхность пески естественно оттаивают; по мере оттаивания их промывают. Летом подземные работы, как правило, не ведут, поскольку при попадании в выработки теплого воздуха породы начинают оттаивать и обрушаться. Это затрудняет ведение подземных работ. Летом отвалы песков разравнивают бульдозером, чтобы они скорее оттаивали. Тем же бульдозером пески подаются к конвейеру, которым они транспортируются на промывные устройства: скруббер и шлюзы.

Вскрытие россыпей при глубине от 5 до 15 м производят наклонным стволом, пройденным под углом 30° . Подъем песков по наклонному стволу ведут в скипах. При более значительной глубине залежь вскрывают вертикальным стволом. Длина шахтного поля от 25—30 до 110 м, ширина от 10 до 100 м. Размеры шахтного поля принимают такими, чтобы его можно было обработать за один зимний сезон (рис. 7.9, 7.10).

Систему разработки применяют сплошную с забоем — лавой. От ствола шахты по пласту проходят штрек до границы шахтного поля. У границы шахтного поля проходят рассечки от штрека к бортам россыпи. Из рассечек идут вентиляционные шурфы. Вентиляция естественная (рис. 7.11).

Отбойку песков начинают из рассечек и производят с помощью буровзрывных работ. Шпуров глубиной 1,5 м бурят у почвы и кровли

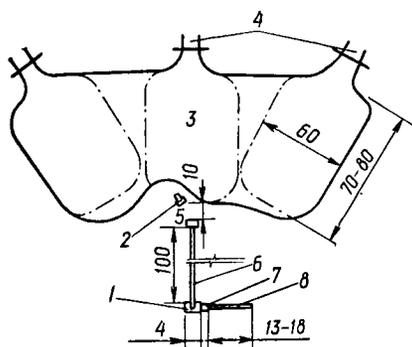


Рис. 7.10. Расположение отвалов песков и промывочных устройств:

1 — приемная площадка, 2 — бульдозер, 3 — отвал песков, 4 — шахты, 5 — бункер, 6 — конвейер, 7 — скруббер, 8 — шлюзы.

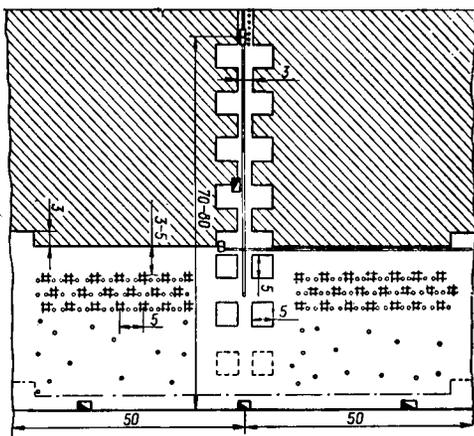


Рис. 7.11. Сплошная система разработки мерзлой россыпи.

пласта. Отбитые пески вдоль лавы доставляют скрепером к штреку, по которому второй скреперной лебедкой пески доставляют к бункеру, расположенному у ствола шахты. Лаву крепят стойками и кострами.

По мере отработки песков костры переносят, но с таким расчетом, чтобы всегда оставалось 2 ряда костров, кроме переносимых. Кровля в выработанном пространстве обрушается. Перед посадкой кровли на расстоянии 2 м от забоя устанавливают органную крепь.

Основные работы обычно ведут в 2 смены. В каждую смену работают 2 бурильщика, скреперист, помощник скрепериста и машинист подъема. Эта группа рабочих добывает в смену 45—55 м³ песка, т. е. производительность труда рабочих забойной группы составляет 6,5—8 т/смену.

Описанный выше способ расположения лавы не является единственным. При больших размерах шахтного поля нарезают 2 лавы. При малых размерах шахтного поля разработку ведут в наступающем порядке от ствола шахты к границам шахтного поля. Иногда применяют веерное расположение лав, что позволяет сократить количество нарезных выработок.

8. ДОБЫЧА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ОКРУЖАЮЩАЯ СРЕДА

8.1. АКТУАЛЬНОСТЬ ПРОБЛЕМЫ

В 1930 г. население земного шара составляло 2 млрд. человек, в 1960 г. — 3 млрд., а в 1980 г. — 4,5 млрд. человек. Таким образом, третий миллиард прибавился за 30, а четвертый за 15 лет.

Предполагается, что к концу века население планеты достигнет 6,3—6,5 млрд. человек.

Рост населения требует увеличения количества продуктов питания. Потребность в основных продуктах питания удваивается каждые 30 лет, а площадь земель, отводимых под застройку, удваивается каждые 15 лет.

«Борьба за сохранение земельного фонда планеты сегодня — одна из важнейших задач человечества», — пишет доктор экономических наук П. Г. Олдак ¹.

Человечество потребляет громадное количество полезных ископаемых. В мире действует около 40 тыс. горно-добывающих предприятий, которые ежегодно перерабатывают 30 млрд. м³ горной массы. В результате в земной коре образуется очень большое количество полостей, выемок и зон обрушения. В качестве примера можно привести практику Кривбасса. Здесь для нужд горно-добывающих предприятий отчуждено 35 тыс. га земли. Ежегодно приходится дополнительно отчуждать 400—500 га. Строительство одного горно-обогажительного комбината требует отчуждения 6—7 тыс. га земли.

В СССР в 1975 г. объем добычи всех полезных ископаемых достиг 6,5 млрд. т при примерно таком же объеме вскрышных пород. В 1971—1975 гг. для нужд промышленности ежегодно отчуждалось 460 тыс. га земли.

Человечество уже потеряло 20 млн. км² пахотной земли, ее осталось лишь 15 млн. км². Наступать на нее дальше уже нельзя.

Прекратить или хотя бы уменьшить добычу полезных ископаемых, конечно, невозможно. Решение проблемы идет по трем направлениям:

1. Применение таких способов разработки, при которых поверхность земли не нарушается.

2. Использование полостей, созданных в толще земной коры при разработке месторождений, для размещения промышленных предприятий, складов, холодильников и т. д.

3. Перенесение в специально созданные подземные выработки промышленных предприятий подъездных путей, складов, магазинов, ресторанов, кинотеатров и других сооружений, занимающих громадные площади в современных городах.

В СССР в 1974 г. помимо земельного законодательства Советом Министров принят ряд решений, регламентирующих использование земли: «О возмещении убытков землепользователям и потерь сельскохозяйственного производства при отводе земель для государственных или общественных нужд», в 1976 г. «О рекультивации земель, сохранении и рациональном использовании плодородного слоя почвы при разработке месторождений полезных ископаемых и торфа, проведении геологоразведочных, строительных и других работ».

Высказывается предположение, что к 1990 г. значительная доля промышленных предприятий в развитых странах будет перенесена в подземные выработки, а в XXI веке большая часть автоматизированного производства будет размещена под землей, чтобы не загромождать поверхность земли и не отравлять ее атмосферу ².

¹ Олдак П. Г. Современное производство и окружающая среда.— Новосибирск: Наука, 1979.— 25 с.

² Швецов П. Ф., Зильберборд А. Ф. Под землю, чтобы сберечь землю.— М.: Наука, 1983.— 143 с.

8.2. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК В НАРОДНОХОЗЯЙСТВЕННЫХ ЦЕЛЯХ

В 1890 г. в Крыму был создан завод шампанских вин «Новый свет». Завод расположен в подземных выработках, пройденных в суглинках. Ширина выработок до 5,5 м, высота — 6—7 м, общая длина около 5 км. Выработки без крепи находятся в устойчивом состоянии почти 100 лет и продолжают эксплуатироваться в настоящее время. Температура в выработках постоянная и составляет 13—15°.

Криковский винный завод (Молдавия) расположен в выработках, которые образовались при разработке известняков. Протяженность выработок — 20 км.

Горные выработки часто приспособляют под склады, благодаря стабильности в них температуры и влажности, пожарной безопасности и т. п. Их используют также в качестве холодильников для хранения замороженных продуктов.

В соляных шахтах Солотвино (Закарпатье) расположены больницы и санаторий на 310 мест. Находятся они на глубине 206 и 282 м в камерах, образовавшихся в результате добычи соли.

Подобные санатории создаются в Нахичиванском и Аванском соляных рудниках. В этих санаториях лечат заболевания органов дыхания.

В соляных шахтах «Величка» (Польша) расположен горный музей, спортивные залы. В 1964 году в этой же шахте был открыт санаторий.

Ведутся экспериментальные работы по выращиванию овощей в подземных выработках при искусственном освещении на рудниках объединения Апатит в Мурманской области, шахте «Гигант» в Кривом Роге, полиметаллических рудниках на Алтае, гипсовом руднике в Горьковской области и др.

На гипсовом руднике под овощные культуры занята площадь в 4 тыс. м² в камерах шириной 8—10 м.

В подземных теплицах снимается в 1,5—2 раза больше биологической массы, чем в теплицах на поверхности. Сооружения для выращивания овощей в подземных условиях обходятся в 2—4 раза дешевле, чем теплицы на поверхности. В условиях севера (Норильск, Воркута) эта разница еще больше: подземные теплицы дешевле в 10—15 раз.

Приведем примеры использования подземных выработок в зарубежной практике.

В Швеции работают 40 подземных гидроэлектростанций, в Италии на подземных электростанциях вырабатывается 30 % электроэнергии. Всего в мире эксплуатируется и строится более 300 подземных гидроэлектростанций общей мощностью 30 млн. кВт. Пролеты камер составляют 15—20 м, высота — 10—50 м, длина — 20—220 м. Подземные гидроэлектростанции стоят дешевле, чем наземные.

Первая подземная атомная электростанция построена в Швеции. Подземные АЭС действуют в Швейцарии, Франции, Норвегии, США. В США мощность подземной АЭС 1,06 ГВт, диаметр реактора 42 м, высота 60 м.

В Норвегии создан подземный спортивный комплекс с общим строительным объемом 25 тыс. м³ и плавательный бассейн с подсобными помещениями объемом 11,5 м³.

Во Франции 98 % из общего количества (110 тыс. т) шампиньонов выращивается в подземных выработках известняковых шахт. Многие из них расположены вблизи Парижа.

Наиболее крупное подземное грибное хозяйство расположено в шахте Пенсильвания (США). Протяженность выработок, занятых грибами, составляет 24 км. Это тоже выработки, образовавшиеся в результате добычи известняка.

Представляется интересным опыт использования природных пещер. В Венгрии, например, в пещере Аггтелек оборудован концертный зал на 1500 мест.

Приложение 1. Таблицы для подсчета технико-экономических показателей по добыче руды в пределах блока

Цифры в таблицах приведены для одного из частных случаев и служат только для иллюстраций.

Таблица 1. Распределение руды в блоке

Выработки	Длина, м		Сечение, м ²	Объем, м ³	
	По руде	По породе		По руде	По породе
Подготовительные работы					
Штрек откаточный	60	60	9,8	590	590
Орт откаточный	17	10	9,8	460	98
Вентиляционный восстающий	—	62	3,6	—	220
Ходовой восстающий	62	—	3,6	220	—
Орт скреперования	225	50	5,5	1240	275
Итого	364	182	—	2510	1183
Нарезные работы					
Выработки под дучки	105	—	3,24	340	—
Дучки	420	—	3,24	1360	—
Буровые штреки	180	—	9,0	1620	—
Итого	705	—	—	3320	—
Всего по блоку	1069	182	—	5830	1183

Таблица 2. Объем рудной массы, добываемой из блока

Виды работ	Промышленные запасы руды, т	Удельный вес выработки работ, %	Коэффициент извлеченной руды	Содержание металла, %			Коэффициент засорения	Рудная масса, т
				в руде	в рудной массе	в породе		
Подготовительные	6350	1,6	1,0	0,12	0,12	—	—	6350
Нарезные	8300	3,2	1,0	0,12	0,12	—	—	8300
Очистные	395 650	95,2	0,9	0,12	0,113	0,04	0,08	378 000
Всего по блоку	410 300	100,0	0,9	0,12	0,113	0,04	0,08	392 650

Таблица 3. Затраты рабочей силы

Виды работ	Выполненный объем	Норма выработки в смену	Затраты, чел.-смен
Подготовительные			
Проходка откаточных штреков и ортов, м	177	0,2	895
Проходка восстающих, м	124	0,25	196
Проходка ортов скреперования, м	225	0,4	562
Итого по подготовительным работам	—	—	1653
Нарезные			
Проходка буровых штреков, м	180	0,5	360
Проходка дучек, м	525	1,0	525
Итого по нарезным работам	—	—	885
Очистные			
Бурение скважин, м	30 000	12,5	2400
Образование воронок, м	1840	18	103
Скреперование руды, м ³	378 000	175	2180
Итого по очистным работам, т	—	—	4683
Всего на отработку одного блока	—	—	7221

Таблица 4. Штат рабочих и фонд заработной платы по добычному участку

Работы	Суточный объем работ	Сменная норма выработки	Коэффициент выполнения нормы	Сменная производительность	Явочное число рабочих	Списочное число рабочих
Сдельщики						
Скреперисты, т	982	175	1,07	187	6	7
Проходчики:						
а) орты скреперов, м	1,56	0,4	1,07	0,43	4	5
б) буровые штреки, м	2,5	0,5	1,07	0,53	5	5
в) дучки, м	4,2	1,0	1,07	1,07	4	5
г) воронки, м ³	87,5	18	1,07	19,3	4	5
Бурильщики, м	111	12,5	1,07	13,4	9	10
Повременщики						
Крепильщики					6	7
Доставщики материалов					2	2
Электрики					2	2
Слесари					4	5
Итого					46	53

Таблица 5. Штат ИТР по добычному участку

Должность	Явочный состав	Списочный состав
Начальник участка	1	1
Помощник начальника участка	1	1
Механик участка	1	1
Горный мастер	3	4
Итого	6	7

Таблица 6. Расход материалов и энергии на обработку одного блока

Виды работ	Извлекаемый запас, т	ВВ, кг		Лес, м³		Сжатый воздух, м³		Электроэнергия, кВт·ч	
		на 1 т	на блок	на 1 т	на блок	на 1 т	на блок	на 1 т	на блок
Подготовительные	6350	0,85	5400	0,08	510	200	1 300 000	4,8	30 200
Нарезные	8300	0,85	4000	0,08	1020	200	2 600 000	4,8	60 400
Очистные	378 000	0,25	94 500	0,01	3780	8,0	3 000 000	4,17	1 570 000
Итого по блоку	392 650	—	103 900	—	5310	—	6 900 000	—	1 660 600
Средний по блоку расход на 1 т	392 650	0,276	103 900	0,17	5310	17,2	6 900 000	4,7	1 660 600

Таблица 7. Расчет амортизации оборудования по добычному участку

Оборудование	Единицы измерения	Количество	Стоимость, руб.		Норма амортизации, %	Сумма годовой амортизации, руб.
			единицы	общая		
Скреперная лебедка ГЛС-55	шт.	4	1691,0	6800	34,6	2350
Скреперная лебедка 2ЛС-14	»	3	599,0	1800	34,6	620
Вентилятор СВМ-6М	»	1	187,0	187	12,0	20
Вентилятор ВП-4	»	2	85,0	170	12,0	20
Тягальная лебедка ЛТ-2	»	2	195,0	390	34,6	135
Бурильные молотки	»	6	110,0	660	50,0	330
Станки НКР-100	»	4	1700,0	6800	34,6	2350
Трансформатор ТСШВП-240	»	1	655,0	655	6,3	42
Фидерный автомат АФВ-1533	»	1	146,0	146	6,3	9
Магнитный пускатель ПМВ-1537	»	3	273,0	819	6,3	22
Магнитный пускатель ПМВ-1	»	8	81,4	650	6,3	41
Осветительный аппарат АП-3,5	»	1	250,0	250	6,3	16
Реле утечки РУВ-2	»	1	126,0	126	6,3	8
Сварочный аппарат СТАН-1	»	1	85,0	85	6,3	5
Итого				19 528	256	5968
Комплектуемое оборудование	%	30	—	5700	—	
Итого				24 765		
Запасные части	%	2		495		
Итого				25 260		
Транспортные расходы	%	2,9		735		
Итого				25 995		
Складские расходы	%	1,2		312		
Монтаж	%	6,0		1560		
Всего				104 350	31,3	8700

Таблица 8. Расход и стоимость материалов на 1 т руды

Материалы	Единицы измерения	Стоимость единицы, руб.	Расход на 1 т руды	Сумма на 1 т руды, руб.
Аммонит № 6	кг	0,22	0,276	0,064
Средства взрывания	руб.	—	—	0,06
Коронки 105 мм	шт.	2,36	0,0027	0,0064
Металлокрепь	кг	0,04	0,13	0,0091
Лесоматериалы	м ³	19,08	0,017	0,0475
Прочие материалы	руб.	—	—	0,051
Транспортные расходы	руб.	—	—	0,14
Всего				0,278

Таблица 9. Годовой фонд заработной платы рабочих повременщиков и ИТР участка

Профессия, должность	Явочный штат рабочих	Количество рабочих дней в год	Тариф, руб.	Годовой тариф, руб.	Премия		Основная заработная плата, руб.	Дополнительная заработная плата 10 %, руб.	Вознаграждение за выслугу лет, руб.	Годовой фонд заработной платы, руб.
					%	руб.				
Крепильщик	6	255	3,80	5800	15	870	6670	600	580	7850
Доставщик материалов	2	255	3,20	1630	15	244	2874	258	163	3295
Электрик	2	255	3,80	1880	15	282	2112	190	188	2490
Слесари	4	255	3,20	3260	15	490	3750	337	326	4413
Итого							15 406	1385	1257	18 048
Начальник участка	1	255	—	2520	15	378	2898	260	252	3410
Помощник начальника участка	1	255	—	2280	15	342	2662	236	228	2086
Механик участка	1	255	—	2280	15	342	2622	236	228	2086
Горный мастер	3	255	—	6500	15	975	7475	670	650	8795
Итого							15 617	1402	1358	16 377
Всего							31 023	2787	—	34 425

Таблица 10. Калькуляция себестоимости 1 т руды по участку

Элементы затрат	Годовая сумма затрат, руб.	Себестоимость на 1 т руды, руб.
Зарплата основная и дополнительная	8352,0	0,0415
Отчисления на соцстрах	7962,0	0,004
Материалы	505000,0	0,252
Электроэнергия	94000,0	0,047
Сжатый воздух	15800,0	0,079
Амортизация	8700,0	0,0044
Итого	639814,0	0,428

Приложение 2. Основные данные для технико-экономических расчетов

1. Типовые стволы шахт

Годовая производительность, тыс. т	Глубина разработки, м	Количество стволов, шт.	Размеры ствола в свету, м	Количество и емкость скипов, м	Клеть *
100	200	1	3,5×3,5	—	$\frac{1 \times 1}{3,1 \times 1,37}$
	300	1	3,5	—	$\frac{2 \times 1}{3,1 \times 1,37}$
300	200	1	3,5×5,5	—	»
	300	1	4,5	1×(4—8)	$\frac{1 \times 1}{3,1 \times 1,37}$
	300	1	5,0	—	$\frac{2 \times 1}{3,1 \times 1,37}$
600	1200	1	5,5	2×(4—10)	$\frac{1 \times 2}{4,5 \times 1,54}$
1000	1200	1	6,0	2×10	»
1600	600	1	6,0	2×10	»
	1200	1	7,0	2×15	»
2500	600	1	7,0	2×15	»
	1200	1	6,5	2×25	»
3200	600	1	7,5	2×25	»
	1200	1	7,0	2×30	$\frac{1 \times 2}{5,6 \times 1,58}$
5000	600	1	7,5	2×40	»
	1200	1	7,5	2×50	»
6500	600	1	7,5	2×50	»
	1200	2	7,5	2×30	»
					2×30
8000	600	2	7,5	2×30	»
	1200	2	8,0	2×40	»

* В графе «Клеть» в числителе указано количество клетей и вагонеток в клетях, а в знаменателе—размер клетки в метрах.

2. Продолжительность строительства рудника

$$T_{\text{стр}} = 3,2 + 2,5 \cdot H + 0,23A,$$

где H — глубина вертикальных стволов, км;

A — годовая производительность, млн. т.

3. Распределение капитальных затрат по годам строительства рудника

Продолжительность строительства, лет	Распределение капитальных затрат по годам строительства, %					
	1	2	3	4	5	6
4	9	35	33	23		
5	10	26	24	39	11	
6	6	9	16	24	24	21

4. Продолжительность строительства рудника при вскрытии штольной, мес. *

Производственная мощность предприятия, тыс. т	Длина капитальной штольной, м		
	700	1500	2500
30—70	31	—	—
100—300	—	55	—
300—1000	—	—	68

* При увеличении длины капитальной штольной на 100 м время увеличивается на 1,5 месяца.

5. Скорость проходки капитальных горных выработок, мес.

Вертикальный ствол (с дневной поверхности)	50—40 м
Штольная	100—600 м
Квершлаг	100—600 м
Выработки околоствольного двора	1000 м ³
Камеры околоствольного двора	500 м ³
Штрек	100—600 м
Восстающий	50—200 м
Наклонный ствол	30—50 м

6. Трансформаторные подстанции в околоствольных дворах

Производительность рудника, тыс. т/г.	Объем камеры, м
30—70	390
100—300	660
300—600	700
600—1000	700
1000—1500	780

7. Объем выработок околоствольного двора (клетевые и скиповые ветви без камер и бункеров)

Производительность рудника, тыс. т/г.	Количество стволов, обслуживаемых околоствольным двором, шт.	Тип подъема	Тип околоствольного двора	Объем околоствольного двора, м³
100—150	1	клетевой	тупиковый одно-сторонний	500—600
150—300	1	клетевой	тупиковый двух-сторонний или кольцевой	1200—1400
200—400	1	скипо-клетевой	тупиковый двух-сторонний или кольцевой	1400—1600
400—1000	1	скиповой и клетевой или скипо-клетевой	тупиковый двух-сторонний или кольцевой	1500—2500 и более
1000—2000	1	скиповой и клетевой	кольцевой	4000—6000
2000 и более	2	скиповой и клетевой	кольцевой	8000 и более

8. Насосные станции

Водоприток, м³/ч	Тип насоса	Напор, м	Количество насосов, шт.	Размеры насосной камеры (в свету), м	Объем камеры, м³
40	КСМ-50	150—250	3	4,1×3,5×14,0	282
75	КСМ-100	150×250	3	4,1×3,5×16,0	315
120	АЯП-150	80×420	3	4,1×3,5×18,0	347
120	»	360×660	3	4,1×3,5×20,0	379
250	АЯП-300	360—480	3	5,5×4,8×22	780
»	»	480×660	3	5,5×4,8×24	840
500	АЯП-500	360	4	5,5×4,8×26	910
»	»	480	4	5,5×4,8×28	980
»	»	660	4	5,5×4,8×30	1050
»	АЯП-300	360	4	6,0×6,0×26	1170
»	(заглубленная станция)	480	4	6,0×6,0×28	1260
»	»	360	4	6,0×6,0×30	1350

9. Подземные дробильные установки

Производительность рудника, тыс. м/г.	Размер приемного отверстия шнековой дробилки, мм	Объем дробильной камеры, м³
1000—2000	900×1200	1500
2000—3000	1200×1500	2500

10. Расход гранулита АС-8 при отбойке шпурами в очистных забоях с двумя обнаженными плоскостями при мощности пласта 1—1,5 м (кг на 1 м³ горной массы в плотном теле)

Коэффициент крепости	Крепость пород					
	2—3	4—6	7—9	10—14	15—18	19—20
Расход ВВ	0,8	1,2	1,7	2	2,3	2,5

При других типах ВВ вводить следующие коэффициенты: гранулит АС-4 — 1,1; гранулит М и игданит — 1,26; аммонал № 3, аммонит № 1, детонит М, граммонал А-8 — 0,9.

При мощности пласта 1,5—2 м принимать коэффициент 0,9 и при мощности пласта более 2,5 м — коэффициент 0,8.

11. Расход гранулита АС-8 при отбойке скважинами в очистных забоях (кг на 1 м³ горной массы в плотном теле)

Коэффициент крепости	Крепость пород					
	2—3	4—6	7—9	10—14	15—18	19—20
Расход ВВ	0,3	0,5	0,8	1	1,4	1,8

Для других ВВ поправочные коэффициенты те же, что и для отбойки шпурами.

12. Сменная производительность телескопных перфораторов при глубине скважин до 12 м*, м

Диаметр скважин, мм	Коэффициент крепости пород				
	4—6	7—9	10—14	15—18	19—20
46	70	52	36	28	24
52	57	45	30	22	16
56	53	41	27	20	15
60	49	38	24	18	14

* При глубине скважин до 6 м вводить поправочный коэффициент 1,25. Здесь и далее длительность смены — 7 ч.

13. Сменная производительность станков ударно-вращательного бурения с пневмоударниками, м

Коэффициент крепости	Крепость пород				
	4—6	7—9	10—14	15—18	19—20
Производительность станка	40	26	14	8	5

Глубина скважин до 40 м, диаметр 95—100 мм, угол наклона к горизонту 60°. При глубине скважин более 40 м принимать коэффициент 0,9. При угле наклона скважин от +60° до -90° к горизонту принимать коэффициент 0,8.

14. Сменная производительность колонковых перфораторов

Коэффициент крепости	4—6	7—9	10—14	15—18	19—20
Производительность перфоратора, м	45	38	21	14	10

15. Поправочные коэффициенты в зависимости от диаметра скважин

Диаметр скважин, мм	52	60	75	85
Коэффициент	1,3	1	0,75	0,6

16. Поправочные коэффициенты в зависимости от глубины скважин

Глубина скважин, м	0—10	0—15	0—20	0—25
Коэффициент	1,2	1	0,8	0,7

17. Сменная производительность ручных перфораторов в 7-часовую смену, м

Масса перфоратора, кг	Коэффициент крепости пород				
	4—9	7—9	10—14	15—16	19—20
До 18	60	44	29	22	20
18—24	76	56	36	29	24
До 30	76	56	38	31	26

Диаметр шпуров 40 мм, бурение коронками, армированными твердым сплавом, глубина шпуров 1,5 м, давление сжатого воздуха 6 кг/см².

Поправочные коэффициенты в зависимости от диаметра шпуров: 32 мм — 1,25; 36 мм — 1,1; 40 мм — 1; 43 мм — 0,9; 46 мм — 0,8. Поправочные коэффициенты в зависимости от глубины шпуров: глубина 2,5 м — 0,85; 4 м — 0,8.

18. Прямые расходы на выемку 1 м³ породы при проведении выработок, руб. * Стволы шахт

Коэффициент крепости пород	Площадь сечения ствола, м ²	
	до 16	16—30
2—3	5,06	4,36
4—6	6,35	5,54
7—9	7,79	6,80
10—12	10,94	9,48
13—15	13,34	11,37
16—19	16,27	13,86
19—20	18,89	16,17

* См.: Каталог единичных расценок на горно-проходческие работы.— Харьков: Южгипрошахт, 1983.— 210 с.

Горизонтальные выработки

Коэффициент крепости пород	Площадь сечения, м ²			
	до 4	6—8	12—16	16—20
4—6	10,14	9,5	9,1	8,23
7—9	13,66	10,02	9,67	9,01
10—12	18,9	13,63	13,42	12,21
13—15	22,75	16,02	13,71	12,48
16—18	28,34	19,22	16,18	14,85
19—20	31,46	21,40	18,47	17,11

19. Прямые расходы на крепление горизонтальных выработок.

Крепление торкрет-бетоном, руб./м²

Толщина крепи, мм	до 20	30	50	60	70	75	100
Стоимость	1,2	1,8	3,0	3,6	4,2	4,5	6,0

Крепление бетоном при металлической передвижной опалубке, руб./м³

Коэффициент крепости пород	Толщина крепи, мм				
	до 200	200—250	250—300	300—400	400—500
2—6	54,51	49,0	43,36	41,48	39,38
7—20	57,51	51,29	47,06	39,38	40,58

Крепление унифицированной податливой крепью, руб./м³

Тип крепи	Вид затяжки	Количество рам крепи на 1 м выработки	Стоимость комплекта крепи	Расценка на установку крепи и затяжку
УПК-27-9,8	Железобетонные плитки	1	76,85	5,8
		2		9,7
УПК-27-8,5	То же	1	68,25	5,0
		2		8,3
УПК-17-8,5	»	1	46,05	4,4
		2		7,1
УПК-27-6,7	Дерево	1	64,25	4,2
		2		7,0
УПК-27-4,3	То же	1	51,75	3,4
		2		5,9
УПК-17-3,7	»	1	38,05	2,9
		2		5,0

Для получения полной стоимости проведения выработок нужно учесть общешахтные расходы, накладные расходы и плановые накопления. Для Запорожского железорудного комбината общешахтные расходы равны: при проведении горизон-

тальных выработок — 121 %, при углубке стволов — 147 %, при проведении камер дробилок — 106 %. Накладные расходы составляют 27 %, плановые накопления — 8 %.

Накладные расходы и накопления начисляют на сумму прямых и общешахтных расходов.

20. Стоимость проведения и крепления 1 м³ горизонтальных выработок с учетом общешахтных и накладных расходов в условиях Кривбасса, руб.

Тип выработки	Коэффициент крепости пород					
	10—14	10—14	7—9	7—9	3	4—6
	Торкрет-бетон	Штанговая с торкрет-бетоном	Штанговая с торкрет-бетоном	Штанговая с сеткой и набрызг-бетоном	Железобетон	
Однопутевая						
с пролетом 2,4 м	230	280	280	290	250	290
» 3,1 м	290	350	360	310	320	310
Двухпутевая						
с пролетом 4,4 м	340	430	440	400	480	420
» 4,9 м	360	450	470	440	550	490

21. Стоимость проведения выработок на железорудном предприятии

Наименование выработки	Тип крепи	Сечение, м ²	Стоимость 1 м ³ , руб.
Ствол шахты «Новая»	Литой бетон (60 см)	38,5	3503
Ствол шахты «Слепая»	Литой бетон (60 см)	18,7	2171
Квершлаг	Набрызг-бетон и штанги по сетке 1×1 м	13,5	297
Штрек полевой	Набрызг-бетон	8,15	179
Восстающий	Штанги по сетке 1×1 м	4,4	97

22. Производительность труда на железорудных предприятиях СССР

Наименование шахты	Район	Производительность труда, т/смену
Северопесчанская	Урал	20,7
Южная	Урал	21,6
Магнетитовая	Урал	17,0
Шерегеш, Таштагол	Сибирь	23,0
им. Губкина	КМА	23,0
Объединение Кривбассруда	Кривбасс	9,37

23. Состав рабочих основного производства на рудниках объединения Кривбассруда

Группа и квалификация рабочих	По всему объединению	В том числе по рудникам		
		им. Дзержинского	им. Кирова	им. Либкнехта
Забойно-очистная группа	3712	654	762	119
Забойно-подготовительная и разведочная группы	397	58	67	52
Взрывные работы	694	165	138	40
Крепление	1674	307	362	160
Всего рабочих	6477			
Внутришахтный транспорт	1488	295	252	83
Вентиляция	42	1	—	—
Водоотлив	17	—	—	—
Подъем	633	99	114	34
Рабочие ОТК, геологии, маркшейдерии, техники безопасности	291	47	51	—
Ремонтные и дежурные	2664	405	611	226
Разные работы	216	—	33	14
Всего рабочих	11 828			
Рабочие на поверхности	3523	461	629	304
Вспомогательные цеха	3355	547	829	276
Итого рабочих на поверхности	878			
Всего промышленных рабочих	18 706			
Непромышленный персонал	6475			

24. Калькуляция себестоимости руды, добытой подземным способом, по объединению Кривбассруда

Показатель	Себестоимость 1 т, руб.
Основная заработная плата производственных рабочих	0,716
Материалы	0,806
Электроэнергия	0,398
Сжатый воздух	0,236
Вода	0,047
Внутрирудничное перемещение сырья, материалов, продукции	0,128
Текущий ремонт и содержание основных средств	0,789
Амортизация основных средств	1,976
Дополнительная заработная плата основных рабочих	0,172
Отчисления на социальное страхование	0,089
Прочие расходы	0,775
Перевозка полезного ископаемого	0,144
Внутрипроизводственные расходы	0,273
Расходы на освоение производства	0,001
Общерудничные расходы	0,522
Отчисления на геолого-разведочные работы	0,298
Перевозка полезного ископаемого	0,144
Внепроизводственные расходы	0,273
Полная себестоимость	7,37
Оптовая цена	9,010

25. Основные технико-экономические показатели по рудникам объединения Кривбассруда и Запорожского железорудного комбината (ЗЖРК)

Рудник	Производственная мощность, млн. т в год	Содержание железа в руде, %	Себестоимость 1 т руды, руб.	Цена 1 т руды, руб.	Производительность труда рабочего, т/смену
Первомайский	3,3	48,99	7,530	2,933	7,3
им. Ленина	3,9	53,3	5,221	5,163	10,87
им. Люксембург	3,0	55,16	5,966	6,672	8,87
им. XX Партсъезда	3,4	53,17	6,278	5,192	9,47
им. Фрунзе	2,4	54,14	5,856	6,662	9,24
им. Коминтерна	2,3	57,07	9,369	8,095	6,77
им. Либкнехта	2,2	53,79	8,271	5,990	7,0
им. Дзержинского	7,7	48,67	5,310	4,697	9,56
им. Кирова	9,3	52,38	5,603	5,132	12,87
им. Ильича	2,2	49,12	8,155	5,075	7,27
Объединение Кривбассруда	39,5	52,02	6,392	5,329	9,37
ЗЖРК	2,8	59,21	8,394	9,667	6,5

Примечание. Из общей добычи руды подземным способом добыто 98,5 %. Карьеры есть на рудниках им. Дзержинского, им. Кирова и им. Ильича. Данные по Кривбассу во всех таблицах за 1980—1983 гг.

ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

- Административно-бытовой комбинат 221
- Блок 28, 71
отработка 73, 74, 135
- Бортовое содержание 15
- Бункера 64, 65
- Вагонетка (и) 29, 62, 63
выбор емкости 29, 30
характеристика 30
- Вентиляция 96, 128, 136, 144, 146, 156, 171, 174, 186, 199, 205
- Взрывные работы 77
- Взрывчатые вещества (ВВ) 78, 79, 86
удельный расход 81—83
- Вибролюк 89, 90
- Вибропитатели 94—96, 99, 137, 139
типы 94
- Водосборник 65
- Вывалы 121
- Выработки 22, 23, 27
капитальные 23, 76
нарезные 76, 237
подготовительные 76
скреперные 91
транспортные 30, 32
— определение сечения 30, 31
- Гараж для электровозов 67
- Горизонт концентрационный 73
- Горная масса 8
- Горное предприятие 15
- Грохоты 64, 93
- Давление горное
виды динамических проявлений 120, 121
— горный удар 120, 121
— микроудар 120
— стрельяние руды или породы 120, 121
— толчки 120
управление 100, 115, 143, 146, 150
— способы 100
- Дворы околоствольные 62—64, 247, 248
клетевые 63
кольцевые 62
скиповые 63
скипо-клетевые 63
тупиковые 62
- Днище 110, 132
- Дробилки подземные 32, 33, 64, 88, 248
- Жила 9
- Забой (и) 80, 83, 152
форма 80, 83, 84
ширина 79
- Закладка 35, 115, 152—157
гидравлическая 116—119, 155
метательными машинами 116
одновременная с ведением очистных работ 115
пневматическими машинами 116, 117
последующая 115
скреперная 116
сухая 116
твердеющая 119, 160—163
- Залежь пластообразная 9
- Заряд (ы) 81, 83, 87, 88
минный 87
расчет 81—83
- Зарядная машина 86
- Засорение 17
- Здания надшахтные 220
- Зона
обрушения 35, 210
сдвигения 35, 120
- Инспекторский подъем 36
- Камера (ы)
буровые 80
грохочения 88, 93, 94
диспетчерская 67
для противопожарных материалов и оборудования 68
компенсационная 184—186, 190, 191
медпункта 67
насосная 65, 66
ожидания 68
определение размеров 110—113, 126, 141, 163
- Клеть (и) 36, 63
- Копер 220
типы 220
- Коэффициент
вскрыши 33
— предельный 33
засорения 18, 210, 219
извлечения 18, 210, 219
использования рудной площади 25, 26, 29
крепости 13
потерь 17
- Пуассона 101, 102, 111

- структуры пород 13
- эксплуатации 24
- Крепь 31, 115, 166, 251
 - бетонная 90, 251
 - в виде стоек 114, 115
 - железобетонная 90, 251
 - костровая 114, 115
 - металлическая 31
 - арочная 90
 - набрызг-бетон 31
 - распорная 10, 115, 149
 - станковая 115, 167, 168
 - штанговая 31, 115, 116, 251
- Линза 9
- Люк (и) 89, 91
 - с секретным затвором 90
 - с пальцевым или цепным затвором 90
- Машины
 - погрузочно-доставочные 98, 99
 - дизельные 99
- Месторождения рудные 8
 - вскрытие 34, 41
 - схемы 41—55
 - — выбор 57, 58
 - — графическое изображение 56
 - — комбинированные 41, 52—54
 - — простые 41—52
 - группы
 - по мощности 10, 217
 - по углу падения 10, 218
 - металлические 8
 - неметаллические 8
 - подготовка к разработке 68—70
 - панельная 69, 71
 - этажная 69, 71
 - разведка 10
 - детальная 10
 - предварительная 10
 - эксплуатационная 10
 - разработка
 - интенсивность 24, 25
 - мерзлых россыпей 235
 - подготовка 68—75
 - способы 33, 230, 231
 - — специальные 221—237
 - системы 122—220
 - камерно-столбовые 123—130
 - камерные 130—142
 - классификация 122
 - конструирование и выбор 215—220
 - с закладкой выработанного пространства 152—166
 - с креплением — » — — » — 149—151
 - с креплением и закладкой — » — — » — 166—169
 - с маганизированием руды 144—149
 - с обрушением вмещающих пород 169—183
 - с обрушением руды и вмещающих пород 184—210
 - сплошная 142—144
 - стадии 22
 - вскрытие 22
 - нарезка 22
 - очистные работы 22
 - подготовка 22
 - технологическая характеристика 8
 - Метод
 - гидровруба 222
 - конечных элементов 110—112
 - упругих потенциалов 111
 - фотоупругости 110—113
 - Мощность
 - залежи 217
 - предприятия 20
 - Орты 75, 80, 81
 - Отвод горный 16
 - Очистные работы 77
 - Перфораторы 84, 249, 250
 - Пласт 9
 - Погашение пустот 87
 - Подстанция 65
 - Поле шахтное 21
 - определение размеров 21, 22
 - Полости 34, 35, 108
 - Порода (ы) 8
 - вмещающая 108
 - горная 8, 34, 100
 - напряженная 101—108
 - обрушения 34
 - пустая 210, 218
 - Потолочина 110, 213
 - Правила безопасности 19, 129, 141, 146, 151, 168
 - Промышленное объединение 16
 - Размер кондиционного куска 32, 88
 - Руда (ы) 8, 13
 - весьма крепкая 87
 - выемка
 - валовая 16
 - очистная 28
 - селективная 16
 - добыча со дна океанов и морей 233—235
 - дробление 64
 - вторичное 88, 90, 91
 - ядерными взрывами 231
 - запасы 9, 10, 76, 212
 - балансовые 11
 - вскрытые 76
 - геологические 11
 - готовые к выемке 76
 - забалансовые 11
 - оцененные предварительно 11
 - подготовленные 76, 77
 - промышленная оценка 13
 - промышленные 11
 - засорение 17, 19, 209—212
 - качество 12, 20
 - крепость 79

- отбойка
 - взрывными работами 77
 - гидравлическая 78
 - доставка и погрузка 88—99
 - лазером 78
 - механическими средствами 78
 - минными зарядами 87
 - скважинами 32, 79—81
 - с помощью взрывных работ 77
 - токами высокой частоты 78
 - ультразвуком 78
 - шурами 83
 - ядерными взрывами 78, 222, 231
- потери 17, 19
- содержание металлов 14, 210, 219
- сырая 8
- товарная 8
- трещиноватость 79
- ценность 212, 218
 - валовая 12
 - извлекаемая 12
- Рудная масса 8, 210, 219
- Рудная площадь 10, 25
- Рудник (и) 15, 17, 19—21
 - производственная мощность 24, 25, 29
 - промышленная площадка 220
 - технологическая схема 23
- Рудоспуск 91
- Самоходные буровые установки 84, 139
- Скважины 79, 80, 85, 147, 198, 199, 201
 - бурение 84, 85
 - взрывание 86
 - зарядка 86, 87
 - расчет зарядов 81
 - способы расположения 80, 81
 - весрный 80, 81
 - параллельный 80
 - лучковой 81
- Скип 36
 - бункера и загрузочные устройства 63, 64
- Склад руды 221
- Скреперная установка 91
 - производительность 92
- Стволы шахт
 - вентиляционные 40, 41
 - вертикальные 41—43
 - вспомогательные 40, 41
 - главные 36, 38, 42
 - глубина и шаг углубки 55
 - клетевые 36
 - наклонные 37, 38, 41, 47, 48
 - сечение 36, 38, 250
 - скиповые 36
 - скипо-клетевые 36
 - схемы расположения 38
- Стоимость величины 58
- Транспортные средства
 - безрельсовые 88, 96, 98, 139
 - определение типа и емкости 29
 - рельсовые 29, 88, 96
- Угол падения 10, 218
- Углы сдвижения 35
- Уравнение баланса металлов 18
- руды 18
- Условный металл 14
- Устройства загрузочные 64, 65
- Участок 192
- Форма месторождения 218
- Целик (и) 87, 108—115, 141
 - ленточные 109, 110, 129
 - междукамерные 110, 212
 - междуэтажные 110, 212
 - обрушение 87
 - определение размеров 110, 126
 - отработка 212
 - охранный 35, 36, 87
- Число обнаженных плоскостей 79
- Шахтисе поле 21
- Шелушение пород 121
- Шпур 83, 86, 129, 147
 - бурение 84
 - взрывание 86
 - зарядка 86
- Шток 9
- Штокверк 9
- Штольня 51
- Штрек (и) 75
- Щит для выпуска руды 99, 196
- Щитовой комплекс 195—197
- Эллипсоиды
 - выпуска 208, 211, 212
 - разрыхления 208, 211
- Этаж 71—74
 - высота 71—73
 - отработка 73, 74

СПИСОК РЕКОМЕНДОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агошков М. И., Борисов С. С., Боярских В. А. Разработка рудных и нерудных месторождений.— М. : Недра, 1983.— 460 с.
2. Аренс В. Ж., Исмагилов Б. В., Шпак Д. Н. Скважинная гидродобыча твердых полезных ископаемых.— М. : Недра, 1980.— 228 с.
3. Борисенко С. Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений.— К. : Вища шк. Головное изд-во, 1977.— 294 с.
4. Бронников Д. М., Замесов Н. Ф., Богданов Г. И. Разработка руд на больших рудниках.— М. : Недра, 1982.— 291 с.
5. Величко Е. А., Коптарь Е. А., Токарева О. К. За рудой в глубины океана.— М. : Недра, 1980.— 95 с.
6. Единые правила безопасности при взрывных работах.— М. : Недра, 1972.— 319 с.
7. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом.— М. : Недра, 1977.— 224 с.
8. Емельянов В. И., Мамаев Ю. А., Кудлай Е. Д. Подземная разработка многолетнемерзлых россыпей.— М. : Недра, 1982.— 239 с.
9. Именитов В. Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений.— М. : Недра, 1978.— 525 с.
10. Инфантьев А. Н. Вскрытие и подготовка мощных рудных месторождений.— М. : Недра, 1978.— 238 с.
11. Истоцин С. Ю. Морской горный промысел.— М. : Наука, 1981.— 165 с.
12. Куликов В. В. Выпуск руды.— М. : Недра, 1980.— 301 с.
13. Куликов В. В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений.— М. : Недра, 1972.— 322 с.
14. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с подземным способом добычи.— М. : Цветметинформация, 1975.— 150 с.
15. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с подземным способом разработки.— Л. : Гипроруда, 1970.— 160 с.
16. Попов Г. Н. Технология и комплексная механизация разработки рудных месторождений.— М. : Недра, 1970.— 455 с.
17. Скорняков Ю. Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд.— М. : Недра, 1978.— 229 с.
18. Строительные нормы и правила 11-94-80. Подземные горные выработки.— М. : Стройиздат, 1982.— 29 с.
19. Титов В. Д. Основы проектирования глубоких железорудных шахт.— М. : Недра, 1977.— 280 с.
20. Требуков А. Л. Применение твердеющей закладки при подземной разработке руд.— М. : Недра, 1981.— 180 с.
21. Швецов Н. Ф., Зильберборд А. Ф. Под землю, чтобы сберечь землю.— М. : Наука, 1983.— 143 с.
22. Щелканов В. А. Комбинированная разработка рудных месторождений.— М. : Недра, 1974.— 250 с.
23. Юревич Г. Г., Трофимов В. Д. Горная механика глубинных взрывов.— М. : Недра, 1980.— 95 с.

Введение	3
1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ	8
1.1. Технологическая характеристика рудных месторождений	8
1.1.1. Горно-геологические условия разработки рудных месторождений	8
1.1.2. Размеры рудных месторождений и запасы руды	9
1.1.3. Качество и механические свойства руды	12
1.1.4. Минимальное промышленное содержание металлов в руде	13
1.2. Основные положения подземной разработки рудных месторождений . . .	15
1.2.1. Горное предприятие	15
1.2.2. Выемка валовая и селективная	16
1.2.3. Потери и засорение руды	17
1.2.4. Требования к подземной разработке рудных месторождений	19
1.2.5. Концентрация работ и механизация производственных процессов	20
1.3. Деление месторождений на шахтные поля и последовательность их разра- ботки	21
1.3.1. Шахтное поле и определение его размеров	21
1.3.2. Стадии разработки месторождения	22
1.4. Технологическая схема рудника	23
1.4.1. Элементы технологической схемы рудника	23
1.4.2. Интенсивность разработки рудных месторождений	24
1.4.3. Производственная мощность рудника при разработке крутых ме- сторождений	25
1.4.4. Количество блоков в очистной выемке и нарезке	28
1.4.5. Производственная мощность рудника при разработке горизонталь- ных и пологих месторождений	29
1.4.6. Определение типа и емкости транспортных средств	29
1.4.7. Определение сечения основных транспортных выработок	30
1.4.8. Обоснование размеров кондиционного куска и потребности в подзем- ных дробилках	32
1.4.9. Условия перехода от открытых работ к подземным	33
2. ВСКРЫТИЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	34
2.1. Требования к вскрытию месторождений	34
2.2. Основные закономерности движения и обрушения горных пород	34
2.3. Стволы шахт	36
2.4. Выбор места расположения главных стволов шахт	38
2.5. Вентиляционные и вспомогательные стволы шахт	40
2.6. Классификация схем вскрытия	41
2.7. Простые схеме вскрытия	42
2.7.1. Вскрытие крутых месторождений вертикальными стволами	42
2.7.2. Примеры вскрытия рудных месторождений вертикальными стволами	43
2.7.3. Вскрытие наклонными стволами	47
2.7.4. Примеры вскрытия наклонными стволами	48
2.7.5. Вскрытие штольнями	51
2.8. Комбинированные схемы вскрытия	52
2.9. Особенности вскрытия горизонтальных и пологих месторождений	54
2.10. Первоначальная глубина и шаг углубки стволов	55
2.11. Графическое изображение схем вскрытия	56

2.12.	Выбор схемы вскрытия месторождения	57
2.13.	Стоимостные величины в горных расчетах	58
2.14.	Составление графиков вскрытия и подготовки месторождения	59
2.15.	Околоствольные двory	62
3.	ПОДГОТОВКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ К РАЗРАБОТКЕ	68
3.1.	Классификация способов подготовки и требования к подготовке месторождений	68
3.2.	Панельная подготовка	71
3.3.	Этажная подготовка	71
3.3.1.	Деление крутых месторождений на этажи и блоки	71
3.3.2.	Последовательность отработки этажей и блоков	73
3.3.3.	Расположение выработок на откаточном горизонте при этажной подготовке месторождений	75
3.4.	Капитальные, подготовительные и нарезные выработки	76
3.5.	Обеспеченность запасами руды различной степени подготовленности	76
4.	ОСНОВНЫЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ОПЕРАЦИИ ПРИ ОЧИСТНЫХ РАБОТАХ	77
4.1.	Отбойка руды	77
4.1.1.	Общие положения	77
4.1.2.	Отбойка руды скважинами	79
4.1.3.	Расчет зарядов в скважинах	81
4.1.4.	Отбойка руды шпурами	83
4.1.5.	Средства для бурения шпуров и скважин	84
4.1.6.	Зарядка и взрывание скважин и шпуров	86
4.1.7.	Отбойка руды минными зарядами	87
4.1.8.	Вторичное дробление руды	88
4.2.	Доставка и погрузка отбитой руды	88
4.2.1.	Самотечная доставка с погрузкой руды через люки	89
4.2.2.	Самотечная доставка в сочетании со скреперной на горизонтах вторичного дробления	90
4.2.3.	Самотечная доставка с пропуском руды через камеры грохочения	93
4.2.4.	Самотечная доставка и погрузка вибропитателями	94
4.2.5.	Самотечная доставка и погрузка машинами	96
4.2.6.	Погрузка и доставка погрузочно-доставочными машинами	98
4.2.7.	Особенности вентиляции при использовании дизельных машин	99
4.2.8.	Выпуск руды с помощью цита и погрузка вибропитателем на конвейер	99
4.3.	Управление горным давлением	100
4.3.1.	Напряжения в нетронутom массиве горных пород	101
4.3.2.	Напряжения вокруг выработок круглого сечения	102
4.3.3.	Напряжения вокруг выработки прямоугольного сечения	105
4.3.4.	Поддержание вмещающих пород целиками	108
4.3.5.	Определение размеров камер и целиков, отвечающих условиям прочности	110
4.3.6.	Поддержание выработанного пространства крепью	115
4.3.7.	Поддержание выработанного пространства закладкой	115
4.3.8.	Динамические проявления горного давления	120
5.	СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	122
5.1.	Классификация систем разработки	122
5.2.	Камерно-столбовые системы разработки	123
5.2.1.	Сущность и условия применения камерно-столбовых систем	123
5.2.2.	Камерно-столбовая система разработки с целиками круглого сечения для горизонтальных залежей	124
5.2.3.	Камерно-столбовая система с ленточными целиками для горизонтальных залежей большой мощности	126
5.2.4.	Камерно-столбовая система с целиками прямоугольного сечения для наклонных залежей	128

5.2.5.	Заключение по камерно-столбовым системам разработки	129
5.3.	Камерные системы разработки	130
5.3.1.	Сущность и условия применения камерных систем	130
5.3.2.	Камерная система с отбойкой руды из подэтажных штреков и скреперной доставкой на горизонте вторичного дробления	131
5.3.3.	Камерная система с отбойкой руды из подэтажных штреков и погрузкой вибропитателями	137
5.3.4.	Камерная система с отбойкой руды из подэтажных штреков и доставкой погрузочно-доставочными машинами	139
5.3.5.	Камерная система с отбойкой руды из наклонного восстающего и доставкой руды силой взрыва	139
5.3.6.	Заклучение по камерным системам разработки	141
5.4.	Сплошная система разработки с продвижением фронта работ по продвижению	142
5.4.1.	Сущность и условия применения	142
5.5.	Системы разработки с магазинированием руды	144
5.5.1.	Сущность и условия применения	144
5.5.2.	Система с магазинированием и отбойкой руды шпурами, пробуренными из магазина	145
5.5.3.	Система разработки с магазинированием и отбойкой руды скважинами, пробуренными из восстающих	147
5.5.4.	Заклучение по системам разработки с магазинированием руды	147
5.6.	Системы разработки с креплением выработанного пространства	149
5.6.1.	Система разработки с распорной крепью	149
5.7.	Системы разработки с закладкой выработанного пространства	152
5.7.1.	Сущность и условия применения	152
5.7.2.	Система разработки горизонтальными слоями с закладкой для крутых залежей средней мощности	152
5.7.3.	Система разработки наклонными слоями с закладкой	156
5.7.4.	Система разработки весьма тонкого жильного месторождения с раздельной выемкой руды и породы	158
5.7.5.	Сплошная система разработки с закладкой	159
5.7.6.	Система разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой для мощных пологих залежей	160
5.7.7.	Камерная система разработки с твердеющей закладкой для мощных крутых месторождений	162
5.7.8.	Камерная система разработки с твердеющей закладкой для мощного крутого месторождения в условиях Запорожского железорудного комбината	163
5.7.9.	Заклучение по системам разработки с закладкой	166
5.8.	Системы разработки с креплением и закладкой выработанного пространства	166
5.8.1.	Сущность и условия применения	166
5.8.2.	Система разработки горизонтальными слоями с закладкой и станковой крепью	167
5.8.3.	Система разработки вертикальными прирезками с закладкой и станковой крепью	168
5.9.	Система разработки с обрушением вмещающих пород	169
5.9.1.	Сущность и условия применения	169
5.9.2.	Столбовая система разработки с выемкой руды заходками	169
5.9.3.	Столбовая система разработки с выемкой руды лавами	172
5.9.4.	Столбовая система разработки с выемкой руды бурошнековыми установками	175
5.9.5.	Столбовая система разработки с выемкой руды лавами в условиях калийных месторождений Белоруссии	176
5.9.6.	Столбовая система разработки с выемкой руды камерами	176
5.9.7.	Система слоевого обрушения с выемкой руды заходками	178
5.9.8.	Система слоевого обрушения с выемкой руды лавой	182

5.9.9.	Заключение по системам разработки с обрушением вмещающих пород	183
5.10.	Система разработки с обрушением руды и вмещающих пород	184
5.10.1.	Сущность и условия применения	184
5.10.2.	Система подэтажного обрушения с отбойкой руды на вертикальную компенсационную камеру	184
5.10.3.	Система подэтажного обрушения с отбойкой руды в зажатой среде	187
5.10.4.	Система подэтажного обрушения с отбойкой руды на наклонные компенсационные камеры	190
5.10.5.	Система подэтажного обрушения «закрытый веер»	191
5.10.6.	Последовательность отработки участков в пределах подэтажа	192
5.10.7.	Шведский вариант системы подэтажного обрушения	193
5.10.8.	Система подэтажного обрушения с применением щитового комплекса АВР-3	195
5.10.9.	Заклучение по системе подэтажного обрушения	197
5.10.10.	Сущность и условия применения систем разработки с этажным обрушением руды	197
1.10.11.	Система этажного обрушения с отбойкой руды вертикальными скважинами	198
5.10.12.	Развитие системы этажного обрушения с отбойкой руды скважинами	201
5.10.13.	Система этажного самообрушения	202
5.10.14.	Заклучение по системам с этажным обрушением руды	207
5.10.15.	Основные закономерности выпуска руды под обрушенными породами	207
5.11.	Отработка целиков	212
5.12.	Конструирование и выбор систем разработки	215
5.12.1.	Конструирование и графическое изображение систем разработки	215
5.12.2.	Составление календарного плана отработки блока	216
5.12.3.	Технико-экономический расчет систем разработки	217
5.12.4.	Выбор системы разработки	217
6.	ПРОМЫШЛЕННАЯ ПЛОЩАДКА РУДНИКА	220
6.1.	Основные здания и сооружения	220
6.2.	Копры и надшахтные здания	220
6.3.	Склады руды, материалов и отвалы пустых пород	221
6.4.	Административно-бытовой комбинат и электромеханические мастерские	221
7.	СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ	221
7.1.	Общая оценка физико-химических и микробиологических способов добычи полезных ископаемых	221
7.2.	Добыча соли через скважины на Славянском месторождении	222
7.3.	Добыча серы через скважины	226
7.4.	Добыча меди выщелачиванием	229
7.5.	Повторная и совместная открытая и подземная разработка месторождений	230
7.6.	Применение ядерных взрывов в горном деле	231
7.7.	Добыча руд со дна океанов и морей	233
7.8.	Разработка мерзлых россыпей	235
8.	ДОБЫЧА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ОКРУЖАЮЩАЯ СРЕДА	237
8.1.	Актуальность проблемы	237
8.2.	Использование подземных выработок в народнохозяйственных целях	239
	Приложения	241
	Предметный указатель	255
	Список литературы	258

Учебник

Сергей Григорьевич Борисенко

**ТЕХНОЛОГИЯ
ПОДЗЕМНОЙ
РАЗРАБОТКИ
РУДНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Редактор *В. А. Писаренко*

Переплет художника *О. П. Гончарука*

Художественный редактор *А. Д. Бондаренко*

Технический редактор *В. М. Авдеенко*

Корректор *И. П. Берус*

Информ. бланк № 11460

Сдано в набор 29.11.85. Подп. в печать 04.12.86. БФ 02723. Формат 60×90^{1/16}. Бумага типогр. № 2. Лит. гарн. Выс. печ. Печ. л. 16,5. Кр.-отт. 16,5. Уч.-изд. л. 19,26. Тираж 2000 экз. Изд. № 6377. Зак. № 6—2208. Цена 1 р. 10 к.

Головное издательство издательского объединения «Вища школа», 252054, Киев-54, ул. Гоголевская, 7.

Отпечатано с матриц Головного предприятия республиканского производственного объединения «Полиграфкинга», 252057, Киев-57, ул. Довженко, 3, в Киевской книжной типографии научной книги. 252004, Киев, ул. Репина, 4. Зак. 7-103.

В Головном издательстве
издательского объединения
«Вища школа»
в 1987 году выйдет в свет книга:

Мартынов В. К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений: Учеб. пособие. К.: Вища шк. Головное изд-во, 1987 (III кв.).— 18 л.— Яз. рус.— 90 коп. 1000 экз.

Изложена методика проектирования и технико-экономических расчетов основных технологических процессов очистной выемки, систем разработки, определения параметров блоков, планирования горных работ, выбора и оптимизации принимаемых решений. Приведены примеры расчета систем разработки рудных месторождений.

Для студентов горных вузов и факультетов. Может быть полезно инженерно-техническим работникам горно-рудной промышленности.

Аннотировалось в ТП 1987, поз. 210.